

Федеральное государственное автономное  
образовательное учреждение  
высшего образования  
«СИБИРСКИЙ ФЕДЕРАЛЬНЫЙ УНИВЕРСИТЕТ»  
Институт Горного Дела Геологии и Геотехнологий  
Институт

Горные машины и комплексы  
кафедра

УТВЕРЖДАЮ  
Заведующий кафедрой  
Гилев А.В.  
подпись      инициалы, фамилия  
« \_\_\_\_ »      \_\_\_\_ 2018 г.

**ДИПЛОМНЫЙ ПРОЕКТ**

21.05.04.09 «Горные машины и оборудование»  
код и наименование специальности

ЭКСПЛУАТАЦИЯ БУРОВЫХ СТАНКОВ И ОБОРУДОВАНИЯ ПРИ  
РАЗРАБОТКЕ РУДНОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ ОТКРЫТЫМ СПОСОБОМ В  
УСЛОВИЯХ РУДНИКА ИМЕНИ МАТРОСОВА  
Тема

Пояснительная записка

Научный руководитель	<u>                    </u> подпись, дата	<u>доцент, канд. тех. наук</u> должность, ученая степень	<u>Чесноков В.Т.</u> инициалы, фамилия
Выпускник	<u>                    </u> подпись, дата		<u>Кайбаров Е.А.</u> инициалы, фамилия

Красноярск 2018

Продолжение титульного листа Дипломного проекта по теме:

Эксплуатация буровых станков и оборудования при разработке рудного месторождения открытым способом в условиях рудника имени Матросова

Консультанты по  
разделам:

Технология горных работ

наименование раздела

\_\_\_\_\_

подпись, дата

Кирюшина Е.В.

инициалы, фамилия

Эксплуатация буровых станков

наименование раздела

\_\_\_\_\_

подпись, дата

Чесноков В.Т.

инициалы, фамилия

Специальная часть

наименование раздела

\_\_\_\_\_

подпись, дата

Чесноков В.Т.

инициалы, фамилия

Экономическая часть

наименование раздела

\_\_\_\_\_

подпись, дата

Бурменко А.Д.

инициалы, фамилия

Безопасность

жизнедеятельности

наименование раздела

\_\_\_\_\_

подпись, дата

Капличенко Н.М

инициалы, фамилия

Нормоконтролер

\_\_\_\_\_

подпись, дата

Чесноков В.Т.

инициалы, фамилия

Федеральное государственное автономное  
образовательное учреждение  
высшего образования  
«СИБИРСКИЙ ФЕДЕРАЛЬНЫЙ УНИВЕРСИТЕТ»

Горного дела, геологии и геотехнологий  
Институт

Горные машины и комплексы  
кафедра

УТВЕРЖДАЮ  
Заведующий кафедрой  
\_\_\_\_\_ А.В.Гилёв  
подпись    инициалы, фамилия  
« \_\_\_\_ » \_\_\_\_\_ 2018 г.

**ЗАДАНИЕ**  
**НА ВЫПУСКНУЮ КВАЛИФИКАЦИОННУЮ РАБОТУ**  
**в форме \_\_\_\_\_ дипломного проекта**  
(бакалаврской работы, дипломного проекта, дипломной работы, магистерской диссертации)

Студенту Кайбарову Евгению Андреевичу  
(фамилия, имя, отчество студента(ки))  
Группа ЗГГ 11-07 Направление (специальность) 21.05.04.09  
(код)  
«Горные машины и оборудование»  
(наименование)

Тема выпускной квалификационной работы: Эксплуатация буровых станков и оборудования при разработке рудного месторождения открытым способом в условиях рудника имени Матросова  
Утверждена приказом по университету №

Руководитель ВКР: Чесноков В.Т. канд. техн. наук, доцент, доцент  
кафедры горных машин и комплексов ИГДГГ  
(инициалы, фамилия, должность и место работы)

Исходные данные для ВКР: 1 Горно-геологические условия.  
2 Технологический процесс. 3 Физико-механические свойства пород  
5 Годовая производительность

Перечень разделов ВКР: Введение. Технология горных работ. Эксплуатация буровых установок и оборудования. Специальная часть. Экономическая часть. БЖД.

Перечень графического или иллюстративного материала с указанием основных чертежей, плакатов, слайдов: 1 Вскрытие и поготовка месторождения. 2 Механизация буровых работ. 3 Годовой график ППР для буровых станков. 4 Техничко-экономические показатели проекта

Руководитель ВКР

\_\_\_\_\_  
(подпись)

Чесноков В.Т.  
(инициалы и фамилия)

Задание принял к исполнению

\_\_\_\_\_  
(подпись)

Кайбаров Е.А.  
(инициалы и фамилия студента)

« \_\_\_\_ » \_\_\_\_\_ 2018 г.

## СОДЕРЖАНИЕ

Горно-геологические, гидрогеологические.....	
и горнотехнические условия месторождения.....	
1.1 Горно-геологические, гидрогеологические и горнотехнические условия разработки месторождения.....	
1.2 Горная часть.....	
2 ЭКСПЛУАТАЦИЯ БУРОВЫХ СТАНОКОВ И ОБОРУДОВАНИЯ.....	
2.1 Выбор, обоснование и расчёт бурового оборудования.....	
2.2 Расчёт бурового оборудования по полезному ископаемому.....	
3 СПЕЦИАЛЬНАЯ ЧАСТЬ. ПОВЫШЕНИЕ ЭКСПЛУАТАЦИОННОЙ НАДЕЖНОСТИ БУРОВЫХ СТАНКОВ.....	
3.1 Мероприятия по техническому обслуживанию оборудования.....	
3.2 Определение количества и видов ремонтов буровых станков.....	
3.3 Выбор способа восстановления деталей.....	
4 Экономическая часть.....	
4.1 Расчёт капитальных затрат на строительство или реконструкцию предприятия.....	
4.2 Организация управления производством и организация труда.....	
4.3 Расчет себестоимости добычи полезного ископаемого.....	
4.4 Показатели эффективности инвестиционного проекта.....	
5 Безопасность жизнедеятельности.....	
5.1 Организация безопасности труда на открытых горных работах.....	
5.2 Безопасность жизнедеятельности на предприятии.....	
5.3 Проветривание рудника.....	
5.4 Охрана окружающей среды.....	
5.5 Безопасность жизнедеятельности в чрезвычайных ситуациях.....	
Заключение.....	
Список используемых источников.....	

					ДП-21. 05. 04. 09 - 2018 ПЗ		
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата			
Разраб.		Кайбаров			Эксплуатация буровых станков и оборудования при разработке рудного месторождения открытым способом в условиях рудника имени Матросова	Лит.	Лист
Пров.		Чесноков В.Т.					
Т.контр.		Чесноков В.Т.				ЗГГ 11-07	
Н. Контр.		Чесноков В.Т.					
Утв.		Гилев А.В.					

## Введение

Открытая разработка месторождений благодаря высокой степени извлечения полезных ископаемых из недр, возможности достижения большей производственной мощности предприятия, повышению производительности труда (в 5-8 раз), снижению себестоимости добычи (в 2-4 раза) получила в мире преимущественное (по сравнению с шахтной) развитие и обеспечивает до 75% производства известняка.

Большинство карьеров расположены в труднодоступной местности со сложными климатическими условиями, что соответствует условиям проектируемого карьера. Данные особенности предъявляют дополнительные требования к горной технике (уменьшение межремонтных интервалов и т.д.).

В настоящее время на большинстве карьеров и угольных разрезов идет перевооружение техники на мобильное оборудование с автономным источником энергии, таким как дизельный двигатель, и, как правило, с гидравлическим приводом. Это касается как буровых станков, так и выемочно-погрузочных машин.

Целью данного проекта является выбор типа, наименования и расчет необходимого количества машин и оборудования всего цикла производства (буровзрывные работы, экскавация и т.д.), определение необходимой ремонтной базы, периодичность и трудоемкость плановых технических осмотров и ремонтов для заданных условий производительности.

Специальная часть посвящена вопросу Повышения эксплуатационной надежности буровых станков.

					ДП - 21. 05. 04. 09 - ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

# 1 ГОРНО-ГЕОЛОГИЧЕСКИЕ, ГИДРОГЕОЛОГИЧЕСКИЕ И ГОРНОТЕХНИЧЕСКИЕ УСЛОВИЯ МЕСТОРОЖДЕНИЯ

## 1.1 Горно-геологические, гидрогеологические и горнотехнические условия разработки месторождения

Наталкинское месторождение входит в состав Омчакского рудного узла относится к месторождениям жильно-прожилковых и штокверковых зон пирит-арсенопиритового типа золотокварцевой малосульфидной формации.

В геологическом строении месторождения принимают участие отложения Тасской, Атаканской и Нерючинской свит пермского возраста.

Породы Тасской свиты ( $P_{2ts}$ ) представлены темно-серыми глинистыми сланцами с ясно выраженной сланцеватостью. Содержат редкие прослои и линзы туфогенных сланцев, аркозовых и полимиктовых песчаников. Сланцы плотные, крепкие, с неясной иногда слоистостью, обусловленной чередованием тонких (0.1-0.3мм) светло-серых полосок алевроитового строения с полосками пелитового строения. Текстура пород сланцеватая, структура – пелитовая, алевропелитовая. Цементирующая часть массы участками пигментирована углистым веществом, рассеянным в виде пятен сложных очертаний. В зонах разлома породы интенсивно рассланцованы, а также развальцованы и милонитизированы.

Атаканская свита ( $P_{2at}$ ) сложена главным образом туфогенными сланцами с подчиненными прослоями глинистых сланцев, аркозовых и полимиктовых песчаников, иногда – мелкогалечных конгломератов.

Туфогенные сланцы представляют собой глинистые сланцы, содержащие большое количество (20-25%) более или менее равномерно рассредоточенных обломков пород и минералов размерами от долей мм до 2-3см. Форма обломков изменяется от мелких угловатых частиц до хорошо окатанных плосколинзовидных галек, придающих породе пятнистый облик. Обломки представлены порфиритами, фельзитами, роговиками, витрофирами, альбитовыми порфирами, кварцем и плагиоклазом. Цемент породы

					ДП - 21.05.04.09 - 2018 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дат		

глинистый, цементирующая масса нередко густо пигментирована углистым веществом.

В Нерючинской свите ( $P_{2nr}$ ) резко преобладают глинистые сланцы, часто встречаются слои полимиктовых песчаников мощностью до 15-50м, мелкогалечных конгломератов и туфогенных сланцев мощностью от нескольких метров до 100м.

Магматические породы представлены дайками основного (гаабродиабазы, спессартиты) и кислого (порфиры, фельзиты, аплиты) составов, пространственно разобщенные и образующие протяженные дайковые пояса. Мощность даек не выдержана и варьирует от 0-2 до 15м, протяженность от нескольких десятков до нескольких сотен метров, падение крутое северо-восточное. Дайки нередко окварцованы, рассечены прожилками кварца, импрегнированы пиритом и арсенопиритом.

Морфология оруденения определяется структурно-тектоническим строением месторождения и кондиционными показателями. При уровнях бортового содержания 0.4г/т контуры оруденения формируют единую Рудную Залежь, характеризующуюся северо-западным простиранием с преобладающим падением в восточных румбах. Углы падения колеблются в пределах 25-70°, причём отмечается тенденция выполаживания рудной залежи с глубиной. Протяженность залежи по простиранию составляет ок. 5.5км, вертикальный размах оруденения – ок. 980м. Горизонтальная мощность залежи составляет от первых метров до 300-400м.

Вмещающие оруденение породы интенсивно трещиноваты.

Породы и руды отвечают в среднем 7-9 категории крепости по М.М. Протоdjаконову, влажность – 3.0%, плотность – 2.68 т/м<sup>3</sup>. Руды и породы в мерзлом состоянии среднеустойчивые, при оттаивании становятся крайне неустойчивые и способны к обрушению по интенсивно развитой трещиноватости и слоистости. Породы вне зоны многолетнемерзлых пород (ММП) слабоустойчивые и неустойчивые.

					ДП - 21.05.04.09 - 2018 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дат		



Месторождение относится к силикозоопасным – породы и руды содержат более 10% свободной двуокиси кремния.

Гидрогеологические условия Наталкинского месторождения определяются геологическим строением и геокриологической обстановкой – наличием ММП, нижняя граница которых понижается в юго-восточном направлении в пределах абс. отметок 646-510м.

В связи с наличием ММП на месторождении выделяются подземные воды – надмерзлотные, подмерзлотные и межмерзлотные. Надмерзлотные воды приурочены к толще рыхлых четвертичных отложений и представлены, в основном, водами сезонноталого слоя, имеющего малую мощность: на склонах – 0.8 ÷ 1.7м, в долинах рек – 3 ÷ 5м; к надмерзлотным относят также подрусловые потоки долины р. Омчак. Подмерзлотные подземные воды, называемые водами локально-водоносной зоны трещиноватости нижне-верхнепермских пород (ЛВЗТ-Р1-2), распространены повсеместно под толщей многолетнемерзлых пород.

Обводненность этих пород определяется наличием трещин тектонического происхождения. Подмерзлотные воды приурочены, главным образом, к отдельным участкам тектонических нарушений, к зонам смятия, дробления и интенсивной трещиноватости.

Кровлей водоносного горизонта является подошва многолетнемерзлых пород. Глубина залегания подошвы подмерзлотного водоносного горизонта не установлена. Водовмещающие породы представлены однообразной толщей трещиноватых песчано-глинистых и туфогенных сланцев, алевролитов, песчаников. Воды напорные, величина напоров изменяется от 40 до 130м от кровли водоносного горизонта. Уровни вод ЛВЗТ в зависимости от положения скважин в рельефе устанавливаются от земной поверхности на глубине от 2 – 10м в долине р. Омчак до 70 – 150м – на водоразделах.

В толще многолетнемерзлых пород на Наталкинском месторождении выделены горизонты межмерзлотных трещинных вод, которые гидравлически

					ДП - 21.05.04.09 - 2018 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дат		

взаимосвязаны с подмерзлотными водами и составляют с ними единый комплекс ЛВЗТ пермских пород.

Подземные (подмерзлотные) воды могут оказывать влияние на условия проходки горных выработок, поэтому для обеспечения безопасности при работе в зонах ниже ММП необходимо предусматривать мероприятия по предварительному обнаружению опасных зон (ЛВЗТ) и обеспечению безопасности при их пересечении.

## 1.2 Горная часть

Сводный календарный план горных работ по карьеру, разработанный на основании корректировок предельных контуров и этапов карьеров, представлен в таблице 1.1.

Таблица 1.1 – Основные параметры карьера

Показатель	I этап	II этап	Всего
Горная масса, тыс.м <sup>3</sup>	8164	108807	116971
Товарная руда, тыс.т	16713	56743	73456
Среднее содержание, г/т	3.98	3.69	3.76
Металл, кг	66456	209462	275917
Вскрыша, тыс.м <sup>3</sup>	1974	87791	89765
Коэффициент вскрыши, м <sup>3</sup> /т	0.1	1.5	1.2
Отметка дна, м	гор.+170	гор.+50	
Угол наклона борта карьера, град.			
- северный	43.5		
- северо-восточный	41.2		
- восточный	41.5		
- юго-восточный	42.1		
- южный	42.1		
- юго-западный	45.0		
- западный	43.2		
- северо-западный	43.5		

Предусматривается применение углубочной кольцевой центральной системы разработки с размещением пустых пород во внешних отвалах, располагаемых на безрудной площади.

Элементы системы разработки определены в соответствии с требованиями «ЕПБ при разработке месторождений полезных ископаемых открытым способом» и «Правил технической эксплуатации при разработке месторождений открытым способом» с учетом физико-механических свойств обрабатываемых пород.

Основные параметры I и II этапа карьера представлены в таблице 1.1 и показаны на рисунках 1.1, 1.2.

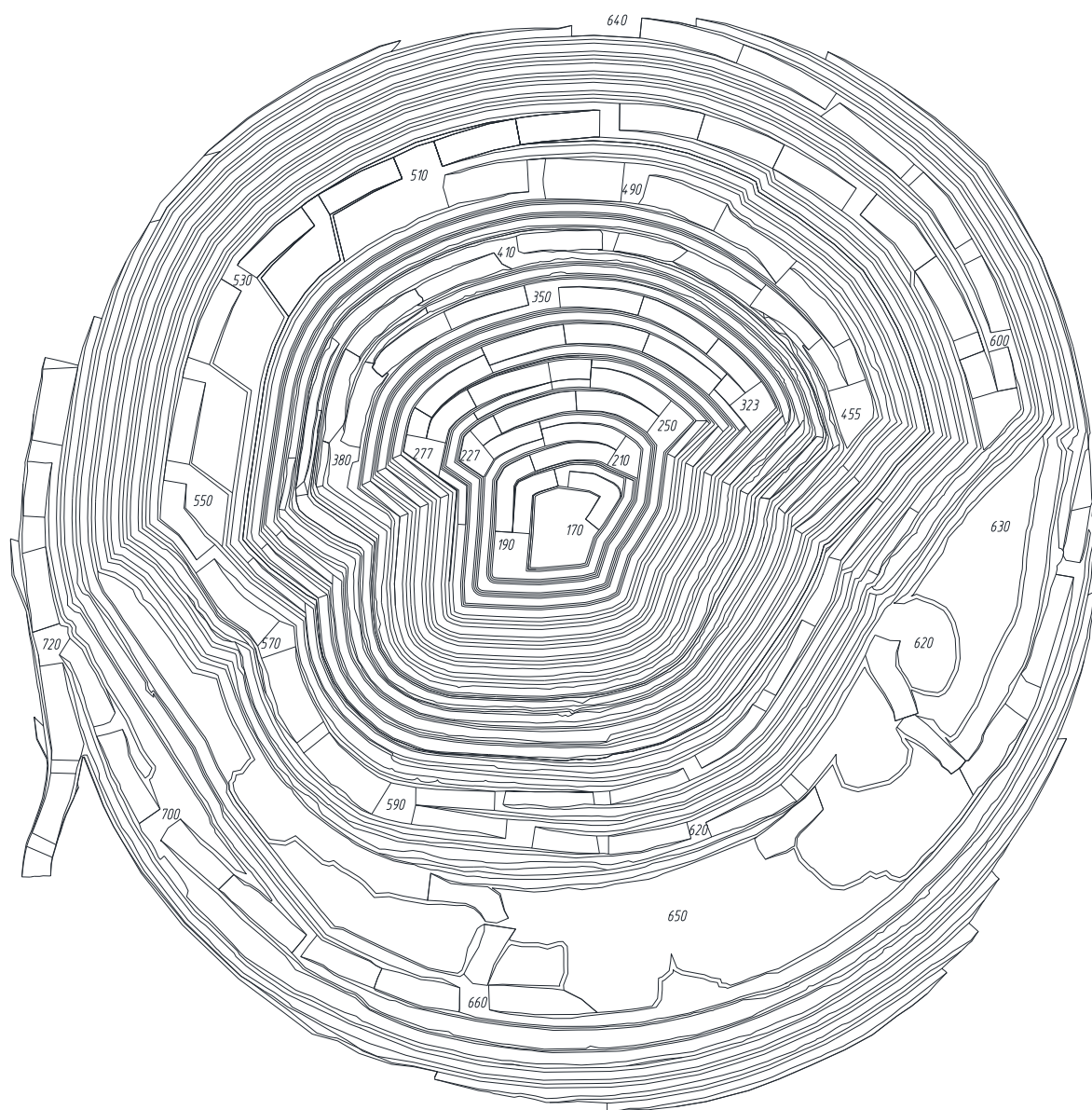


Рисунок 1.1 – Контур I этапа карьера

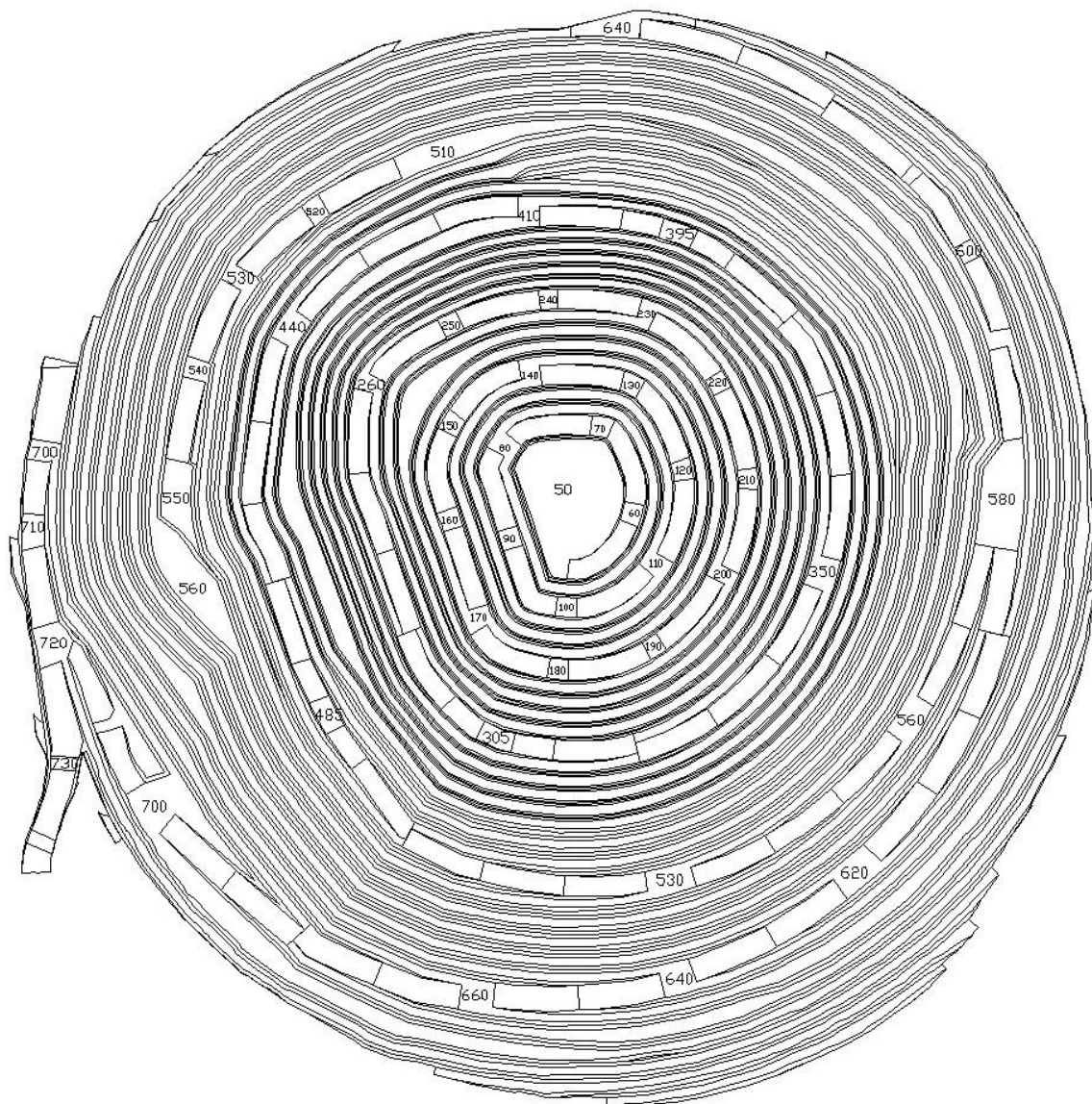


Рисунок 1.2 – Контур II этапа карьера

Бурение взрывных скважин и скважин заоткоски на карьере производится станками шарошечного бурения СБШ-250МНА-32. Основной диаметр бурения 244,5 мм и 215,9 мм. Буровой инструмент шарошечные долота 244,5 ТКЗ-ПВ, 215,9 ТКЗ-ПВ.

Погрузка породы и вскрыши производится экскаваторами ЭКГ-10 с емкостью ковша 10м<sup>3</sup>. Перевозка руды из карьера на буферно-усреднительные склады первичных руд и вскрыши в породные отвалы осуществляется автосамосвалами САТ-777D грузоподъемностью 90т. Транспортировка первичной руд от буферно-усреднительных складов на золотоизвлекательную фабрику производится автосамосвалами САТ-777D.

					ДП - 21.05.04.09 - 2018 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дат		

Складирование руд и вскрыши осуществляется в два буферно-усреднительные склада расположенных рядом с золотоизвлекательной фабрикой и три породных отвалов, которые имеют следующие параметры:

- удаленность границ отвалов от борта карьера 250-900 м;
- высота отвала 60-90 м;
- высота яруса 20-30 м;
- проектная общая емкость породных отвалов – 239,4 млн. м<sup>3</sup>.

#### **Основные рабочие параметры карьера:**

Объемный вес первичной руды	– 2,7 т/м <sup>3</sup>
Коэффициент вскрыши	– 6,5 м <sup>3</sup> / м <sup>3</sup>
Потери руды при добыче	– менее 1,5%
Разубоживание руды при добыче	– менее 3,7 %
Высота рабочего уступа	– 10 м.
Высота нерабочего уступа по заоткоске	– 20 м.
Ширина бермы безопасности	– 10 м.
Ширина транспортной бермы	– 18-30 м.
Угол откоса рабочего уступа	– 75°
Угол откоса нерабочего борта карьера	– 36° -40°
Продольный уклон дорог	– до 8 %

Нагорная часть в отметках гор.+770–гор.+640 м вскрывается комбинированно. С южной стороны с гор.+745 м капитальной траншеей внешнего заложения до гор.+720 м, с гор.+720 м капитальной внутренней траншеей до гор.+540 м. Также вскрывается отдельными наклонными и парными полутраншеями по западному и восточному борту с отметок поверхности в нисходящем порядке.

Глубинная часть карьера вскрывается с северной стороны в месте примыкания стационарных полутраншей по западному и восточному борту, с гор.+640 м до отметки дна карьера гор.+ 50 м капитальной внутренней траншеей со спиральной формой трассы. Ширина транспортной бермы южной капитальной траншеи внутреннего заложения 37 м, ширина северной капитальной траншеи внутреннего заложения 30 м.

Общий уклон спирального съезда – 65‰, уклон отдельных съездов на рабочие горизонты 80‰, горизонтальная длина отдельного съезда 125 м, длина горизонтальных площадок примыкания - 30 м.

Добыча руды и вскрыши ведется уступами 10 м. При этом в связи с неравномерным оруденением пород в карьере ведется селективная выемка балансовых руд и слабоорудененных пород. На карьере отработана технология заоткоски уступов в предельном положении. В результате бермы безопасности в предельном положении оставляются через каждые 20 м по вертикали. Ширина основных транспортных берм на: верхних горизонтах установлена из расчета движения по съездам автосамосвалов грузоподъемностью 90 т и принята 26 м; на нижних горизонтах ширина транспортных берм – 22 м.

Ширина рабочих площадок на уступах карьера – не менее 30 м, а на отдельных участках рабочей зоны, где выполняется основной объем работ она достигает – 40-60 м.

Система разработки месторождения (по классификации В.В. Ржевского) – углубочная кольцевая.

При разработке месторождения применяется экскаваторно-транспортный комплекс оборудования (ЭТО).

Так как породы имеют значительную крепость (по шкале В.В. Протоdjаконова коэффициент крепости - 8-15), для бурения взрывных скважин применяются буровые станки СБШ-250МНА-32, которые хорошо зарекомендовали себя в данных горно-геологических условиях.

Определяем граничный коэффициент вскрыши

$$K_{cp} = \frac{(C_u - C_d) \cdot \gamma_v}{C_v} = \frac{(651 - 90) \cdot 2,7}{205} = 7,4 \frac{м^3}{м^3}. \quad (1.1)$$

где  $C_u$  – допустимая себестоимость полезного ископаемого, руб./куб.м.;

$C_d$  – себестоимость собственно добычи, руб./куб.м.;

$C_v$  – себестоимость вскрыши руб./куб.м.,

$\gamma_v$  – плотность вскрышных пород, т/м<sup>3</sup>.

					ДП - 21.05.04.09 - 2018 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дат		

Так как карьер входит в состав ГОКа, конечным продуктом которого является концентрат, на который установлена оптовая цена.

Определяем допустимую себестоимость полезного ископаемого

$$C_u = C_k \cdot \gamma_k \cdot \gamma_p - C_o = 880 \cdot 0,96 \cdot 2,7 - 1423 = 651 \text{ руб./м}^3. \quad (1.2)$$

где  $C_k$  – оптовая цена на концентрат, руб/т;

$\gamma_k$  - выход концентрата из 1 тонны руды, доли ед;

$\gamma_p$  - плотность полезного ископаемого, т/м<sup>3</sup>.

Оптовая цена, выход концентрата из 1 тонны руды были взяты из данных по практике.

Определяем себестоимость переработки 1 м<sup>3</sup> полезного ископаемого

$$C_o = C_d + C_v \cdot K_v = 90 + 205 \cdot 6,5 = 1423 \text{ руб./м}^3. \quad (1.3)$$

где  $K_v$  - коэффициент вскрыши, м<sup>3</sup>/т.

Определяем устойчивые углы откоса борта карьера в погашенном состоянии. Для правого и левого борта карьера принимаем углы откоса по аналогу, равными:  $\gamma_l = 40^\circ, \gamma_v = 42^\circ$ .

Определяем ориентировочную глубину карьера

$$H_k = \frac{m \cdot K_{cp} \cdot K_{изв}}{ctg\beta + ctg\gamma} = \frac{220 \cdot 7,4 \cdot 0,96}{2,3} = 670 \text{ м}. \quad (1.4)$$

где m- горизонтальная мощность залежи, м.;

$\beta, \gamma$  - углы погашения бортов карьера со стороны висячего и лежащего бока, град.

					ДП - 21.05.04.09 - 2018 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дат		

Определяем годовую производительность карьера по вскрыше

$$A_{\text{в}} = \frac{A_p}{\gamma_p} \cdot K_{\text{в}} = \frac{7}{2,7} \cdot 6,5 = 17,6 \text{ млн. м}^3. \quad (1.5)$$

где  $A_p$ - годовая производительность карьера по добыче, т.;

$K_{\text{в}}$ -средний коэффициент вскрыши,  $\text{м}^3/\text{м}^3$  (согласно геометрическому анализу п.3.2.6).

Определяем годовую производительность карьера по горной массе

$$A_{\text{зм}} = A_p + A_{\text{в}} \cdot \gamma = 7 + 17,6 \cdot 2,7 = 53,52 \text{ млн. т.} \quad (1.6)$$

При данной производительности рациональное сочетание вместимости ковша экскаватора –  $8\text{-}12\text{ м}^3$ , грузоподъемности автосамосвала –  $65\text{-}120$  тонн. Исходя из этих рекомендаций и действующего оборудования на карьере, принимаем на выемочно-погрузочных работах экскаватор ЭКГ-10, на транспортировке автосамосвалы САТ-777D. Учитывая физико-механические свойства пород и производительность экскаватора ЭКГ-10 на подготовку пород к выемке принимаем буровой станок СБШ-250МНА-32.

При данной производительности общий режим работы карьера целесообразно принять круглосуточный при непрерывной рабочей неделе и двух сменах в сутки. Таким образом, число рабочих дней в году – 365.

Количество рабочих дней в году в соответствии с межремонтными сроками бурового, выемочно-погрузочного и транспортного оборудования сведены в таблицу 1.2.

Таблица 1.2 – Число рабочих дней горнотранспортного оборудования

Оборудование	Число рабочих дней
ЭКГ-10	307
СБШ-250МН	300
САТ-777D	300
KOMATSU-785HD	300
TEREX M3300	300
БелАЗ-7522	250



При разработке месторождения на вскрышных и добычных работах применяется экскаваторно-транспортный комплекс оборудования (ЭТО), который показан на рисунке 1.3.

Так как породы имеют значительную крепость (по шкале В.В. Протодяконова коэффициент крепости - 8-15) для бурения взрывных скважин применяются буровые станки СБШ-250МНА-32, которые хорошо зарекомендовали себя в данных горно-геологических условия

Большие объемы вскрыши, а также большая производительность карьера требует применения механизации. На погрузке горной массы работают исходя из поддержания необходимой производительности, экскаваторы ЭКГ-10 с емкостью ковша 10 м<sup>3</sup>.

Основными карьерными грузами являются вскрышные породы и полезные ископаемые. На данном предприятии ведение горных работ характеризуется высокой сложностью, которая обуславливается большими объемами буровзрывных работ, дальностью транспортирования: на отвал – 6,4 км, на буферно-усреднительный склад – 8,8 км.

На карьере транспортирование вскрышных пород и руды осуществляется автосамосвалами CATERPILLAR-777D грузоподъемностью 90т.

Для выполнения вспомогательных работ по содержанию в рабочем состоянии транспортных коммуникаций, зачистки забоев, планировки отвалов расчистки площадок для установки буровых станков применяют бульдозеры KOMATSU - D375A, KOMATSU - D355A и T-170.

Кроме того, имеется большое количество вспомогательных машин и механизмов: поливочные машины, которые поливают дороги в карьере, а также орошают забои и развалы; маслозаправщики; кабеле намотчики, а также ремонтные машины и механизмы.

					ДП - 21.05.04.09 - 2018 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дат		

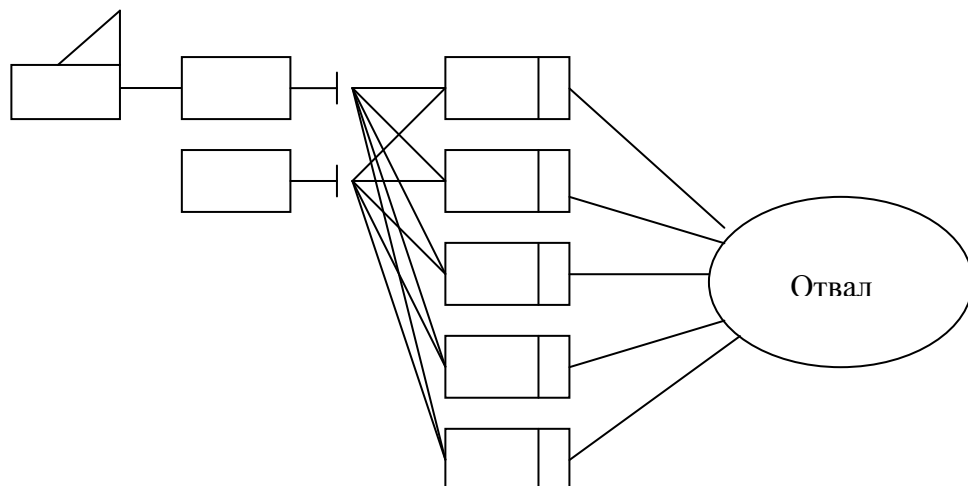


Рисунок 1.3 - Структура комплексной механизации для вскрышных работ

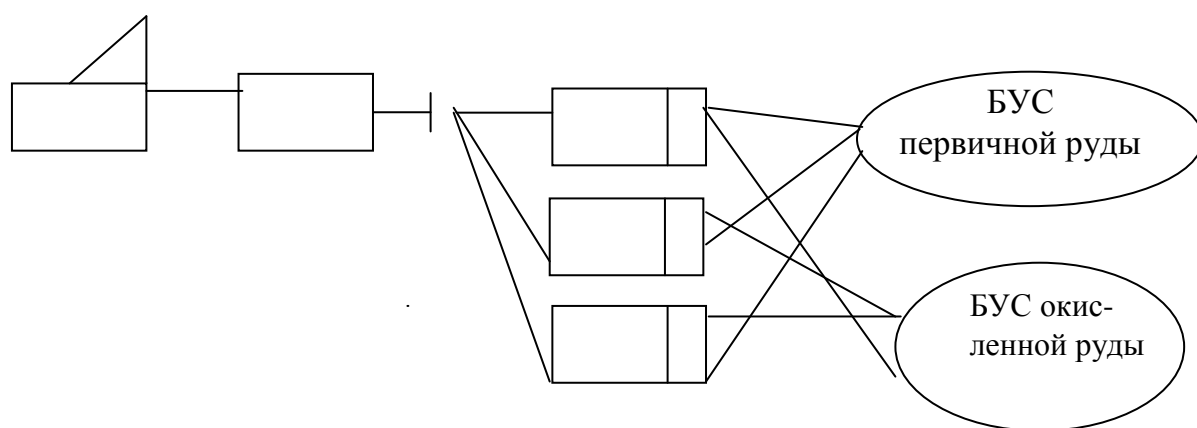
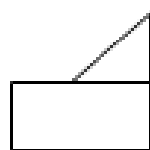


Рисунок 1.4 - Структура комплексной механизации для добычных работ

Условные обозначения:



— Буровой станок СБШ-250МНА



— Экскаватор ЭКТ-10



— Автосамосвал CAT 77D

По условиям вскрытия карьер условно разделяют на две части – на нагорную, расположенную выше отметки 650 м и глубинную – ниже этой отметки.

Нагорная часть карьера вскрывается траншеей внутреннего заложения на рабочие горизонты, расположенными в местах выхода последних на рельефную поверхность по восточному борту.

Нижняя часть карьера вскрывается двумя спиральными съездами. Первый съезд проходится от траншеи внутреннего заложения 650 м для связи карьера с буферно-усреднительными складами, на которые производится вывозка первичной и окисленной руды. Этим съездом вскрываются все рабочие уступы в отметках 650-450 м. Второй съезд проводится с отметки 665 м на поверхность до отметки 450 м в карьере. На отметке 600м в южной части карьера оба съезда сходятся и от этого точки нижние горизонты вскрываются одним спиральным съездом. На поверхности оба съезда примыкают к внешней автомобильной дороге, расположенной вдоль северного борта и служащую для связи рудных горизонтов карьера с обоганительной фабрикой и внешними отвалами.

Ширина основных транспортных берм на верхних горизонтах карьера установлена из расчета движения по съездам автосамосвалов грузоподъемностью 90 тонн и принята 26 м. На нижних горизонтах, где объём вскрыши резко уменьшается (ниже горизонта 500 м), ширина транспортных берм уменьшается до 22 м. Уклоны транспортных съездов установлены 80 ‰.

По условиям залегания карьера физико-механическим свойствам руды и вмещающих пород во время разработки с перемещением вскрышных пород во внешние отвалы. Рудное тело в пределах границ карьера характеризуется коэффициентом рудоносности 0,6. В связи с этим при его разработке необходимо вести отдельную выемку руды и слабо рудных пород. Селективная выемка производится за счет отдельной выемки и отгрузки совместно-взорванных разнородных по качеству блоков (участков рудного тела).

					ДП - 21.05.04.09 - 2018 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дат		

Основным направлением горных работ является расширение границ карьера в южном и юго-западном направлениях при постановке южного борта на предельный контур III очереди с целью интенсивного вскрытия рудных горизонтов.

Подготовка горизонтов осуществляется котлованами, экскаватор после проведения наклонной траншеи осуществляет проходку котлована, который затем расширяется во все стороны несколькими экскаваторами. При создании достаточной рабочей площадки становится возможным проведение наклонной траншеи на нижележащий горизонт и создание здесь первоначально котлована (рис. 1.5). На рисунке 1.6 показано вскрытие карьера.

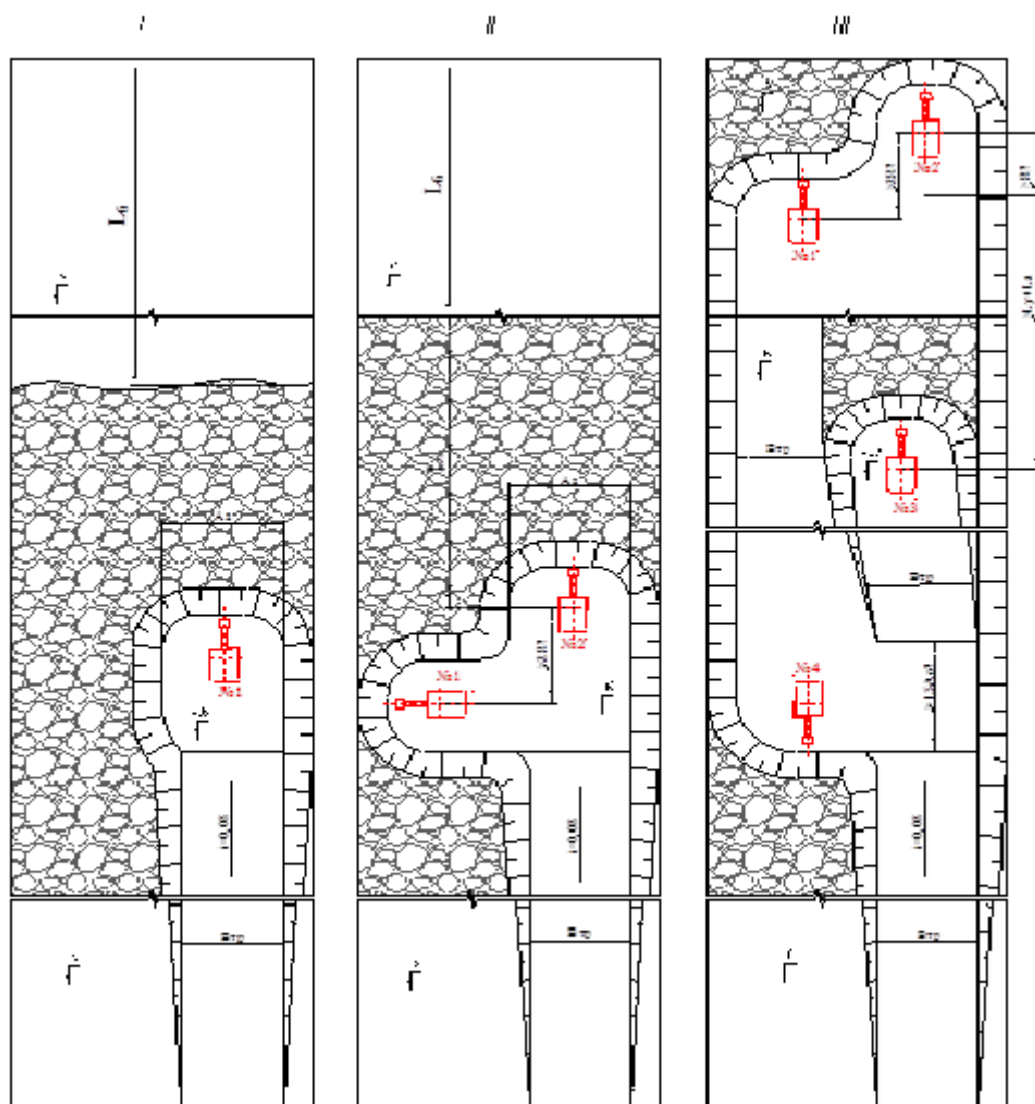


Рисунок 1.5 – Подготовка горизонтов

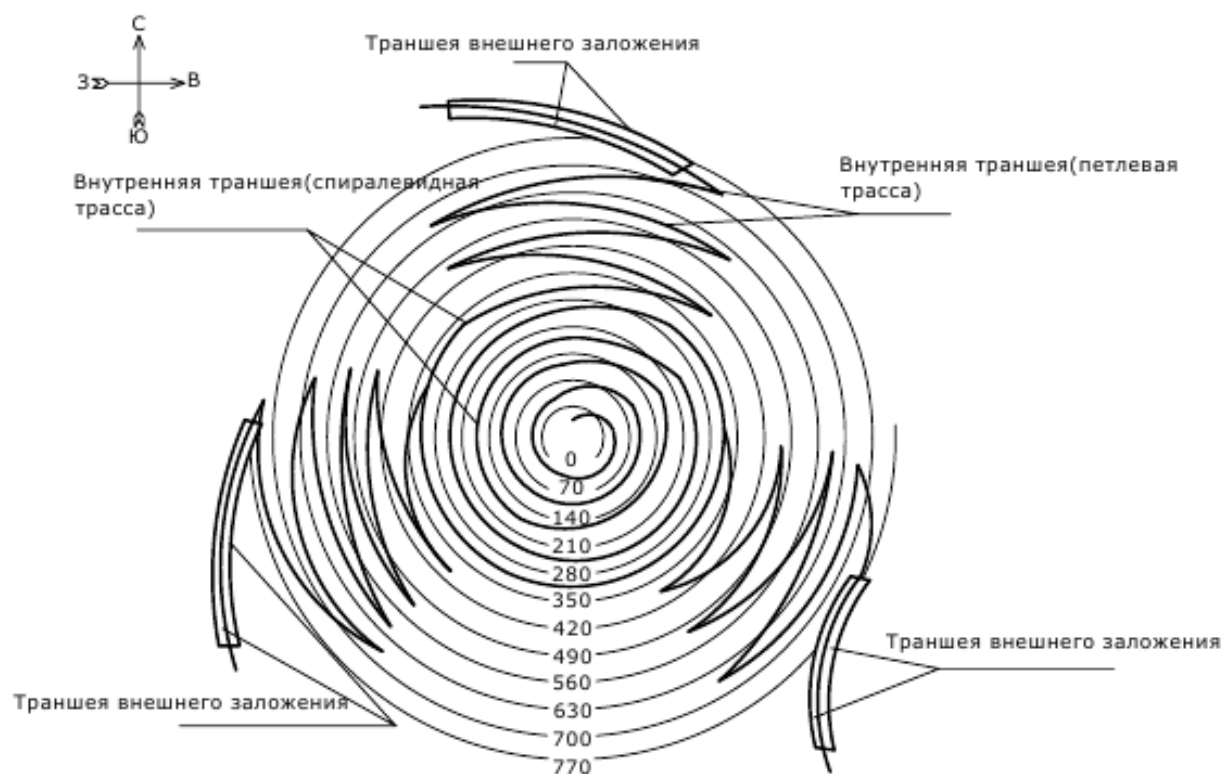


Рисунок 1.6 – Схема вскрытия карьера

На карьере проектом принята технология проведения траншей транспортным способом с применением БВР. Для бурения скважин используются буровые станки СБШ-250МН, транспортирования пород производятся автосамосвалами САТ – 777D. При использовании экскаватора «прямая мехлопата» применяют нижнюю погрузку с размещением экскаватора на дне траншеи.

Минимальная ширина траншеи по дну с учётом размещения в ней экскаватора и средств транспорта

$$B_{\min} = R_a + L_a + 2 \cdot m = 16 + 11 + 1 \cdot 1,5 = 30 \text{ м.} \quad (1.7)$$

где  $R_a$  – радиус поворота автосамосвала, м;

$m$  – минимальный зазор между автосамосвалом и нижней бровкой борта траншеи, м (1-2 м).

$L_a$  – длина автосамосвала, м

Объем вскрывающей траншеи

$$V_{B.T} = \frac{H_y^2}{i_p} \cdot \left( \frac{b_{\min}}{2} + \frac{H_y \cdot \operatorname{ctg} \alpha}{3} \right) = \frac{10^2}{0,07} \cdot \left( \frac{30}{2} + \frac{10 \cdot \operatorname{ctg} 75}{3} \right) = 22478 \text{ м}^3. \quad (1.8)$$

где  $H_y$  – высота уступа, м;

$b_{\min}$  – ширина траншеи по дну, м;

$i_p$  – уклон траншеи, %;

$\alpha$  – угол откоса борта траншеи, град.

Объем разрезной траншеи

$$V_{P.T} = (b_{\min} + H_y \cdot \operatorname{ctg} \alpha) \cdot H_y \cdot L_{\phi} = (30 + 10 \cdot \operatorname{ctg} 75^\circ) \cdot 10 \cdot 1000 = 326794 \text{ м}^3. \quad (1.9)$$

где  $L$  – длина фронта работ, м.

Объем работ по разному бортов траншеи

$$V_{P.B} = U_{\phi} \cdot H_y \cdot L_{\phi} = 75 \cdot 10 \cdot 1000 = 750000 \text{ м}^3. \quad (1.10)$$

где  $U_{\phi}$  – годовое подвигание фронта работ, м.

Рассчитаем время проходки траншей

$$t_{B.T} = \frac{V_{B.T}}{Q_{\text{Э.ГОД}}} = \frac{22478}{2256450} = 0,01 \text{ лет}. \quad (1.11)$$

где  $t_{B.T}$  – время проходки въездной траншеи, лет;

$Q_{\text{Э.ГОД}}$  – годовая производительность экскаватора, м<sup>3</sup>/год;

$$t_{P.T} = \frac{V_{P.T}}{Q_{\text{Э.ГОД}}} = \frac{326794}{2256450} = 0,08 \text{ лет}. \quad (1.12)$$

где  $t_{P.T}$  – время проходки разрезной траншеи, лет;

$$t_{P.B} = \frac{V_{P.B}}{Q_{\text{Э.ГОД}}} = \frac{750000}{3 \cdot 2256450} = 0,11 \text{ года}. \quad (1.13)$$

где  $t_{P.B}$  – время по разному бортов траншеи, лет.

Определим время подготовки горизонта

$$T = t_{B.T} + t_{P.T} + t_{P.B} = 0,01 + 0,08 + 0,11 = 0,20 \text{ года}. \quad (1.14)$$

Рассчитаем возможную величину годового понижения горных работ:

$$h_0 = \frac{h}{T} = \frac{10}{0,20} = 50 \text{ м/год}. \quad (1.15)$$

Время отработки запасов одного уступа

$$t_0 = \frac{m_z \cdot L_p \cdot h \cdot n_0}{A_p} = \frac{220 \cdot 220 \cdot 10 \cdot 3}{7 \cdot 10^6} = 0,32 \text{ года.} \quad (1.16)$$

$$t_0 > T, (0,32 > 0,20)$$

Закон соотношения интенсивности работ по вскрытию, подготовке и очистной выемке выполняется.

Проведение разрезных траншей и котлованов производится экскаватором ЭКГ-10 торцевым забоем и тупиковой подачей транспорта. Технологическая схема при проведении траншеи экскаватором ЭКГ-10 приведена на рис. 1.7.

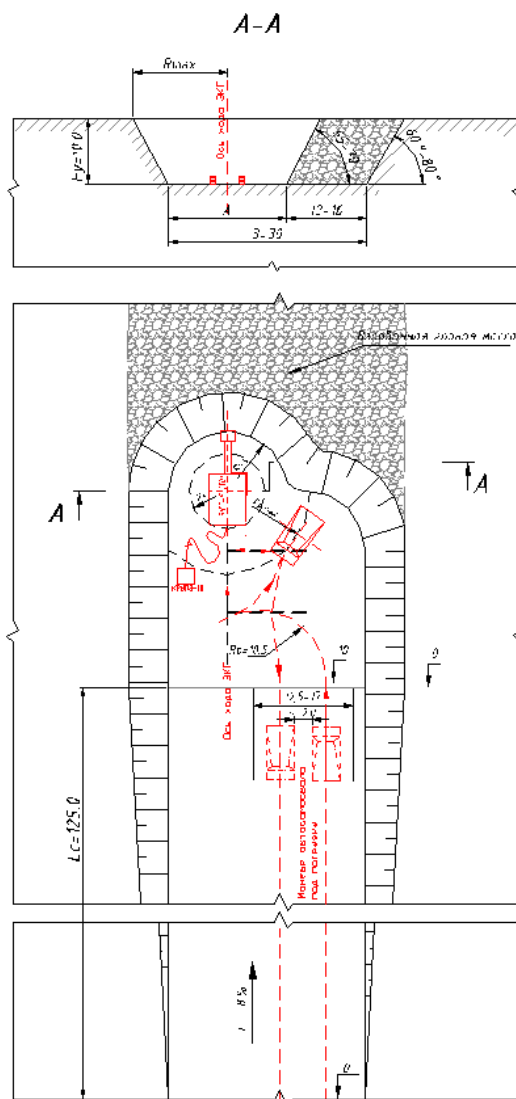


Рисунок 1.7 – Технологическая схема проведения вскрывающей траншеи

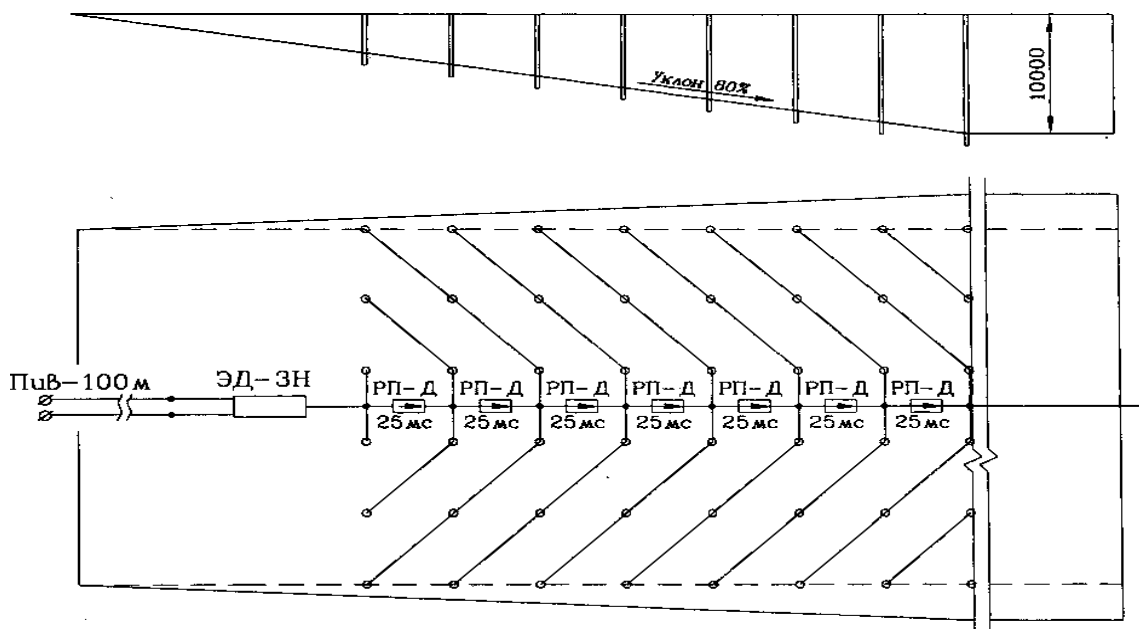


Рисунок 1.8 – Схема расположения скважин и взрывной сети при проходке съезда

Отработка карьера ведется по углубочной кольцевой системе разработки с перемещением автомобильным транспортом пород вскрыши во внешние отвалы и добытой руды на склад руды.

Основными параметрами системы разработки являются высота уступа, глубина отработки, ширина рабочей площадки, длина фронта работ и угол откоса рабочего борта. Рациональными являются параметры, которые обеспечивают:

- установление объема вскрышных и добычных пород;
- высокую производительность оборудования;
- минимальные затраты на вскрышные и добычные работы;
- безопасность ведения горных работ.

Высота вскрышного уступа, отрабатываемая экскаваторами-мехлопатами по транспортной системе разработки, согласно правил безопасности, не должна превышать технологических параметров высоты черпания экскаватора, для ЭКГ-10 – 13 м.

Глубина отработки при работе комбайна на добычных работах должна быть кратной глубине фрезерования, для простоты дальнейших расчетов и иметь такое значение при котором формируется принятый угол борта карьера и равен 10 м. (по данным п. 4.3.1).



Ширина заходки для транспортной системы разработки на вскрышных работах

$$A=(1,5-1,7)R_{ч.у}, \quad (1.17)$$

Для экскаватора ЭКГ-10 – 19 м.

Расчет ширины рабочей площадки

Ширина рабочей площадки определяется из условия расстановки выемочно погрузочного оборудования транспорта и параметров буровзрывных работ на вскрышном участке, и без учета буровзрывных работ на добычном.

Ширина рабочей площадки для ЭКГ-10 при работе экскаваторов в скальных и полускальных породах с применением БВР с кольцевой схемой движения автотранспорта

$$Ш_{р.н.с.}=B_p+C_2+E+C_1+П_1+П_0+П_Б=38+4+10+3,5+3+3,5+2=64м. \quad (1.18)$$

где  $C_2$ - расстояние от оси дороги до нижней бровки развала, (2,5-4) м;

$E$ -расстояние между осями движения при двух полосной автодороге, м;

$C_1$ - расстояние от оси движения транспорта до обочины, м

$П_1$ - ширина полосы движения для вспомогательного транспорта, м;

$П_0$ - ширина основания ориентирующего вала, м ;

$П_Б$ - ширина возможной призмы обрушения, м;

$B_p$  – ширина развала взорванной горной массы, м.

На добычном участке ширина рабочей площадки определяется по формуле

$$Ш_{р.н.д.}=b_{\phi}+C+П_m+C_3+П_l=3,7+2+4+4=14 м. \quad (1.19)$$

где  $b_{\phi}$  – ширина фрезерования, м. (по данным п. 4.1  $b_{\phi}=3,7$  м.);

$C$  – безопасное расстояние между комбайном и транспортным средством, (1,5-2 м.);

$П_m$  – ширина транспортной полосы,  $П_m=4$  м.;

					ДП - 21.05.04.09 - 2018 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дат		

$C_3$  – безопасное расстояние между транспортным средством и вспомогательным оборудованием,  $C_3=2$  м.;

$П_1$  - ширина полосы движения для вспомогательного транспорта, м;

Для того чтобы найти ширину развала на вскрышном участке необходимо определить параметры буровзрывных работ:

По классификации в зависимости по трудности разрушения данные породы относятся к II классу - легкоразрушаемые породы. По показателю буримости породы относятся к III классу – труднобуримые. По показателю взрываемости породы относятся к IV классу – весьма трудновзрываемые. Исходя из трудности бурения и высокой крепости пород (по шкале Протодяконова  $f=8-15$ ) на карьере применяем станки шарошечного бурения СБШ-250МН.

Проектные данные внесем в таблицу 1.2.

Таблица 1.2 – Исходные данные

Исходные данные	Значение
1.Коэффициент крепости пород	12
2.Вид ВВ	Граммонит 79/21
3.Уровень воды в скважине, м.	0
4.Угол откоса уступа, град.	75
5.Высота уступа, м.	10
6.Безопасное расстояние от верхней бровки уступа, м.	2
7.Принятый диаметр скважин, мм.	246
8.Угол наклона скважины к горизонту, град.,	90
9.Ширина экскаваторной заходки м.	19
10.Модель экскаватора	ЭКГ - 10
11. Схема коммутации	врубовая

Плотность заряда ВВ в скважине ( $\Delta$ ) - 0,85-0,9 кг/дм<sup>3</sup>

Вместимость 1 пог. м. скважины по ВВ (Р) - 42,0 кг/п.м

Удельный расход ВВ на рыхление 1 м<sup>3</sup> (g) - 0,73 кг/м<sup>3</sup>

Линия сопротивления по подошве уступа

$$W = \frac{\sqrt{0,56 \cdot P^2 + 4 \cdot g \cdot P \cdot H_y \cdot L_c} - 0,75 \cdot P}{2 \cdot g \cdot H_y} =$$

$$= \frac{\sqrt{0,56 \cdot 42^2 + 4 \cdot 0,73 \cdot 42 \cdot 10 \cdot 12,3} - 0,75 \cdot 42}{2 \cdot 0,73 \cdot 10} = 6,5 \text{ м.} \quad (1.20)$$

где  $L_c$  - длина скважины.  
 Расстояние между скважинами в ряду

$$a = m \cdot W = 1,05 \cdot 6,5 = 7 \text{ м.} \quad (1.21)$$

где  $m$ -коэффициент сближения зарядов ( $m = 0,8 \div 1,4$ ).

Расстояние между рядами скважин

$$b = (0,85 \div 1) \cdot a = 0,85 \cdot 7 = 6 \text{ м.} \quad (1.22)$$

Величина перебура скважин

$$l_n = 0,5 \cdot g \cdot W = 0,5 \cdot 0,73 \cdot 6,5 = 2,5 \text{ м.} \quad (1.23)$$

Глубина скважины

$$L_c = H_y + l_n = 10,0 + 2,5 = 12,5 \text{ м.} \quad (1.24)$$

Величина заряда ВВ в скважине

$$Q_{\text{скв.}} = g \cdot a \cdot b \cdot H_y = 0,73 \cdot 7 \cdot 6 \cdot 10,0 = 300 \text{ кг.} \quad (1.25)$$

Длина заряда ВВ в скважине

$$L_3 = \frac{Q_{\text{скв.}}}{P} = \frac{300}{42,0} = 7,0 \text{ м.} \quad (1.26)$$

Величина забойки в скважине составит

$$l_{\text{заб.}} = L_c - L_3 = 12,5 - 7,0 = 5,5 \text{ м.} \quad (1.27)$$

Схема конструкции заряда изображена на рисунке 3.16  
 Выход горной массы с м<sup>3</sup> скважины

$$B = \frac{a \cdot b \cdot H_y}{H_y / \sin \alpha + l_n} = \frac{7 \cdot 6 \cdot 10,0}{10,0 / \sin 90^\circ + 2,4} = 33,2 \text{ м}^3 / \text{м.} \quad (1.28)$$

где  $\alpha$  - угол наклона скважины к горизонту, градусы.

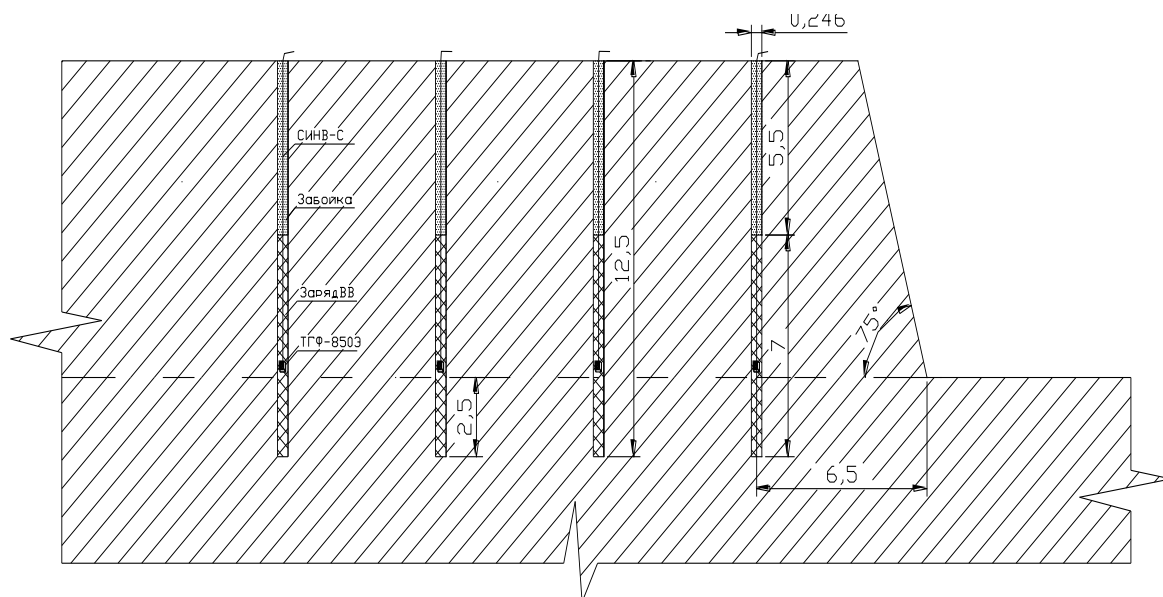


Рисунок 1.9 – Схема конструкции заряда в скважине

Выбираем схему коммутации скважинных зарядов с учётом числа взрывааемых рядов скважин и требованиям к параметрам развала. Принимаем врубовую схему коммутации. Данная схема приведена на рисунке 1.10.

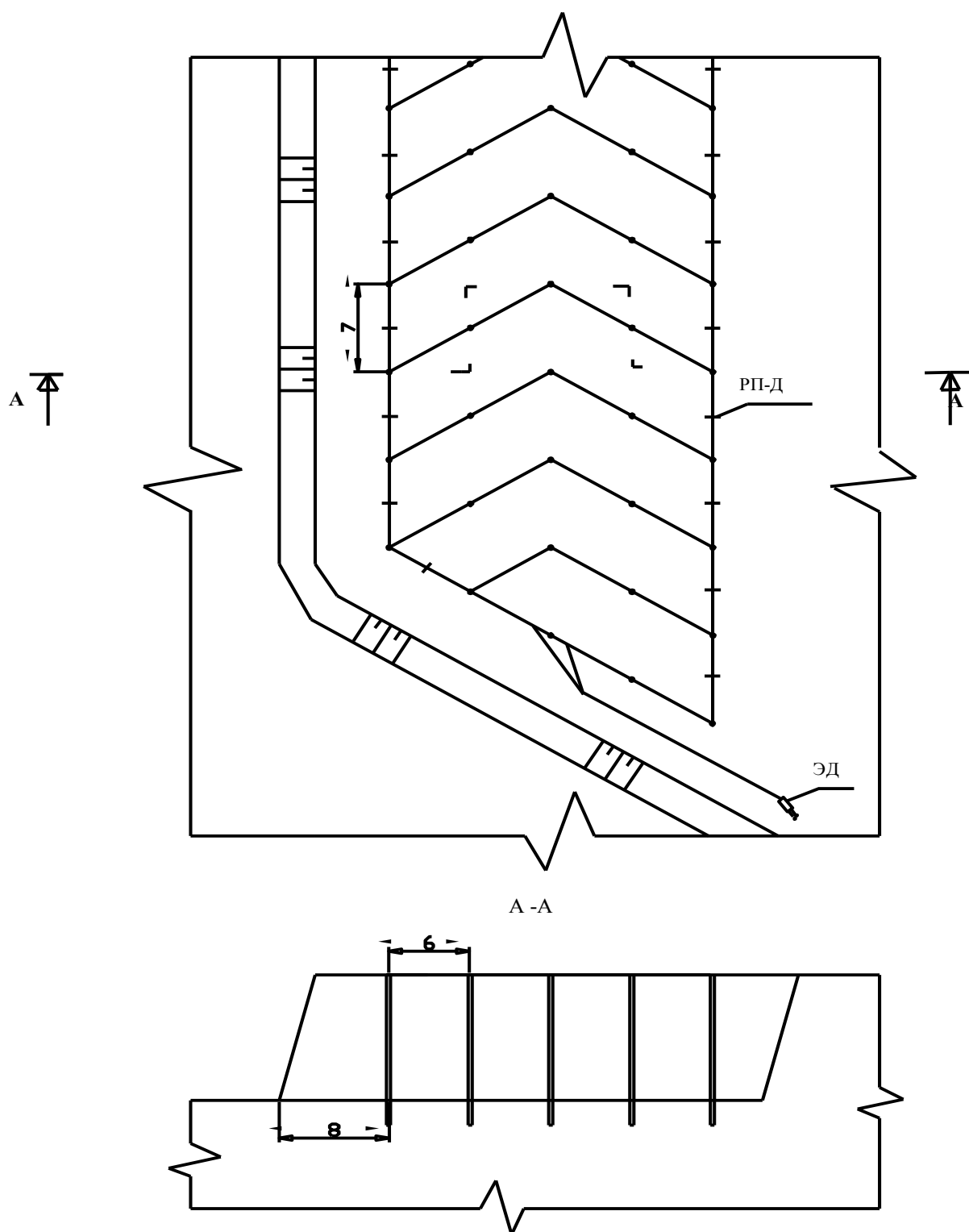


Рисунок 1.10 – Схема коммутации, параметры сетки скважины

Параметры развала горной массы изображены на рисунке 1.11

Средний коэффициент разрыхления

$$k_p = 0,5 \cdot (3 - n^2) k_p = 0,5 \cdot (3 - 0,65^2) = 1,27 \quad (1.29)$$

					ДП - 21.05.04.09 - 2018 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дат		

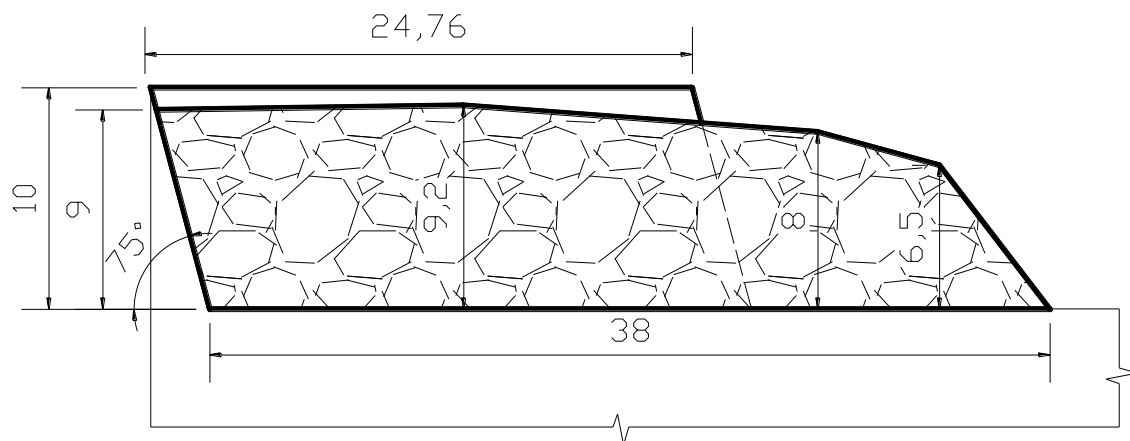


Рисунок 1.11 – Параметры развала горной массы

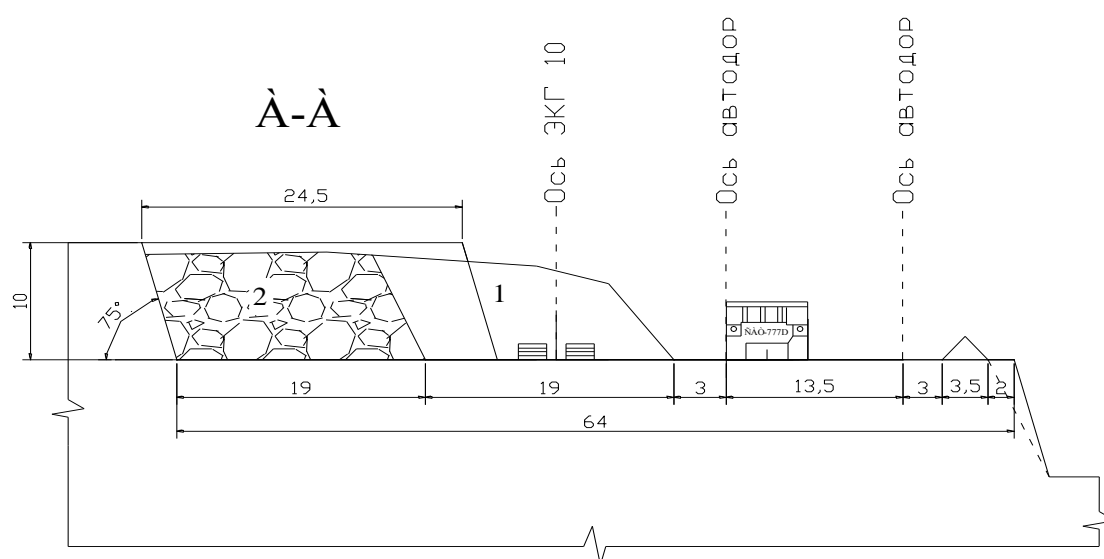


Рисунок 1.12 – Ширина рабочей площадки

Параметры буровзрывных работ рассчитываем по методике Ржевского.

Результаты расчетов сведены в таблицу 1.3

Таблица 1.3 – Параметры буровзрывных работ

Расчетные значения	Значения
1. Глубина скважин, м	12,5
2. Угол наклона скважины, м.	90
3. Величина перебура, м	2,5
4. Длина заряда, м	7
5. Вместимость 1 п.м. скважины, кг.	42
6. Величина забойки, м.	5,5
7. Величина заряда ВВ в скважине, кг.	300
8. Удельный расход ВВ, кг/м <sup>3</sup>	0,73
9. Расстояние между скважинами, м.	7
10. Расстояние между рядами скважин, м.	6
11. Ширина буровой заходки	24,5
12. Ширина развала	38
13. Линия сопротивления по подошве, м.	6,5
14. Количество рядов скважин в заходке	4
15. Производительность бурового станка, м/год	50400
16. Коэффициент разрыхления	1,24

Объем взрывного блока по условиям обеспеченности экскаватора взорванной горной массой

$$V_{БЛ} = Q_{см.э} \cdot n_{см} \cdot n_{д} = 3675 \cdot 2 \cdot 10 = 73500 \text{ м}^3. \quad (1.30)$$

где  $Q_{см}$  – сменная производительность экскаватора, м<sup>3</sup>;

$n_{см}$  – число рабочих смен экскаватора в течение суток, ед;

$n_{д}$  – обеспеченность экскаватора взорванной горной массой, сут.

Длина взрывного блока

$$L_{БЛ} = \frac{V_{БЛ}}{[W + b \cdot (n_p - 1)] \cdot h} = \frac{73500}{[6,5 + 6 \cdot (4 - 1)] \cdot 10} = 300 \text{ м}. \quad (1.31)$$

Число скважин в одном ряду

$$n_{скв} = \frac{L_{БЛ}}{a} + 1 = \frac{300}{7} + 1 = 44_{скв}. \quad (1.32)$$

Расход ВВ на блок

$$Q_{Б.Б} = q_{П} \cdot V_{БЛ} = 0,73 \cdot 73500 = 53655_{кг}. \quad (1.33)$$

Выход горной массы с 1м скважины

$$f = \frac{[W + b \cdot (n_p - 1)] \cdot a \cdot h}{n_p \cdot L_{СКВ}} = \frac{[6,5 + 6 \cdot (4 - 1)] \cdot 7 \cdot 10}{4 \cdot 12,5} = 33,2_{м^3}. \quad (1.34)$$

Таблица 1.4 – Годовой расход ВВ и СИ

Наименование	Удельный расход	Годовой расход
		$A_{ГМ} = 17,6_{млн.м^3}$
ВВ, т	0,63	34020
СИНВ-С, шт	0,0024	129600
СИНВ-П, шт	0,0024	129600
ТГФ-850Э, шт	0,0024	129600
ЭД, шт	000027	1458
ДШЭ-12, м	0,0027	145800

Выбираем смесительно-зарядную машину МЗ-3Б:

Грузоподъемность – 10 т.

Производительность – 600 кг/мин.

Вычисляем инвентарный парк зарядных и забоечных машин при односменной работе

$$N_{ЗАР.М} = \frac{1,1 \cdot Q_{В.Г}}{D_{РК} \cdot Q_{З.А}}, \quad (1.35)$$

$$N_{ЗАБ.М} = \frac{1,1 \cdot \frac{A_{Г.М}}{V_{БЛ}} \cdot N_C}{D_{РК} \cdot N_{З.С}}, \quad (1.36)$$

где  $Q_{В.Г}$  – годовой расход ВВ, т;

$D_{РК}$  – число рабочих дней карьера в течении года, сут;

$V_{БЛ}$  – скорректированный объем взрывного блока,  $м^3$ ;

$N_{З.С}$  – количество скважин, заполняемых забойкой за смену, ед.



Инвентарный парк зарядных и забоечных машин:

Зарядная машина МЗ-3Б в количестве 2 ед.

Забойная машина ЗС-2М в количестве 2 ед.

Средний линейный размер кондиционного куска

$$d_k = 0,525 \cdot \sqrt[3]{E} \quad d_k = 0,525 \cdot \sqrt[3]{10} = 1,1 м. \quad (1.37)$$

Максимально допустимый размер куска породы по размерам приёмного отверстия дробилки

$$d'_k = (0,75 \div 0,85) \cdot b_d = 0,85 \cdot 1,12 = 1,02 м. \quad (1.38)$$

Средний линейный размер негабаритного куска

$$d_H \quad 1, \quad d = 1,15 \cdot 1,0 \quad (1.39)$$

Принимаем гидроударник С54, со средней толщиной дробимого куска 1,2 м.

Рассчитываем общий выход негабарита

$$A_H = \frac{P_H \cdot A_{Г.М}}{100} = \frac{5 \cdot 53520000}{100} = 2676000 м^3. \quad (1.40)$$

где  $P_H$  – выход негабарита, %.

Определяем парк установок для разрушения негабарита

$$N_{yp} = \frac{1,2 \cdot A_H}{Q_{yp} \cdot N_{cm}}, \quad (1.41)$$

где  $Q_{yp}$  – сменная производительность установки;

$N_{cm}$  – число рабочих смен установок в течение года.

Парк буровых станков

$$N_B = \frac{1,15 \cdot A_{Г.М}}{f \cdot Q_{Б.С}}, \quad (1.42)$$

Инвентарный парк установок для разрушения негабарита и буровых станков:

Парк установок для разрушения негабарита в количестве 22 ед.

Парк буровых станков в количестве 6 ед.

Опасная зона по разлету отдельных кусков породы

$$r_{PA3Л.} = 1250 \cdot n_3 \cdot \sqrt{\frac{f}{1+n_{3AB.}} \cdot \frac{d_c}{a}} = 1250 \cdot 0,5 \cdot \sqrt{\frac{12}{1+0,5} \cdot \frac{0,246}{7}} = 400 \text{ м.} \quad (1.43)$$

где  $n_3$  – коэффициент заполнения скважины;

$n_{3AB}$  – коэффициент заполнения скважины забойкой;

$f$  – коэффициент крепости;

$a$  – расстояние между скважинами в ряду, м.

При производстве взрывов на косогорах, а также в условиях превышения верхней отметки взрывающего участка более чем на 30 м размеры опасной зоны в направлении вниз по склону должны быть увеличены и безопасные по разлету отдельных кусков породы рассчитаны по формуле

$$R_{PA3Л.} = r_{PA3Л.} \cdot K_p = 400 \cdot 1,07 = 450 \text{ м} \quad (1.44)$$

где  $K_p$  – коэффициент, учитывающий особенности рельефа местности.

$$K_p = 0,5 \cdot \left( 1 + \sqrt{1 + \frac{4 \cdot H}{r_{PA3Л.}}} \right) = 0,5 \cdot \left( 1 + \sqrt{1 + \frac{4 \cdot 30}{400}} \right) = 1,07 \quad (1.45)$$

где  $H$  – превышение верхней отметки, м.

В соответствии с ЕПБ опасную зону по разлету отдельных кусков породы принимаем 450м.

Определяем зону сейсмобезопасности

$$r_c = \frac{K_r \cdot K_c \cdot \alpha}{N^{1/4}} \cdot Q^{1/3} = \frac{5 \cdot 1,5 \cdot 1}{4^{1/4}} \cdot 1545^{1/3} = 57 \approx 100 \text{ м.} \quad (1.46)$$

где  $K_r$  – коэффициент, зависящий от свойств грунта в основании охраняемого здания;

$K_c$  – коэффициент, зависящий от типа здания и характера застройки;

$\alpha$  – коэффициент, зависящий от условий взрывания;

$Q$  – масса звена сети, кг;

$N$  – число рядов.

Зону сейсмобезопасности принимаем 100м.

					ДП - 21.05.04.09 - 2018 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дат		

Расстояние безопасное по действию ударной -воздушной волны (УВВ)

$$r_{\text{Б}} = 65 \cdot \sqrt{Q_{\text{Б}}} = 65 \cdot \sqrt{1,3} = 74 \approx 100 \text{ м.} \quad (1.47)$$

где  $Q_{\text{Б}}$  – эквивалентная масса заряда, кг.

Безопасное расстояние по действию ударной-воздушной волны 100м.

На рисунке 1.13 показаны параметры БВР при приконтурном взрывании.

					ДП - 21.05.04.09 - 2018 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дат		



На карьере в качестве основного выемочно-погрузочного оборудования на вскрышных и добычных работах применяют экскаватор ЭКГ-10.

Производительность экскаватора

$$Q_{II} = \frac{3600}{T_{II.П}} \cdot E; \quad (1.48)$$

$$Q_{II} = \frac{3600}{33} \cdot 10 = 1090.$$

Минимальная продолжительность рабочего цикла экскаватора

$$T_{II} = t_q + t_{II} + t_p = 10 + 21 + 2 = 33 \quad (1.50)$$

где  $t_q$  – время черпания, с;

$t_{II}$  – время поворота, с;

$t_p$  – время разгрузки, с.

$$t_q = \frac{194 \cdot d_{CP}^2}{E} + \frac{E}{0,11 \cdot E + 0,6} = \frac{194 \cdot 0,45^2}{10} + \frac{10}{0,11 \cdot 10 + 0,6} = 10, \quad (1.49)$$

$$t_{II \min} \approx \sqrt[3]{\frac{(35 \cdot E + 0,42 \cdot E^2)^{5/3} \cdot \beta^2}{E}} \approx \sqrt[3]{\frac{(35 \cdot 10 + 0,42 \cdot 10^2)^{5/3} \cdot 2,09^2}{10}} = 21$$

Техническая производительность экскаватора

$$Q_T = \frac{3600 \cdot E}{T_{II}} \cdot \frac{K_{H.K}}{K_{P.K}} \cdot K_{T.B} \quad \text{м}^3/\text{ч} \quad (1.50)$$

$$Q_T = \frac{3600 \cdot 10}{33} \cdot \frac{1}{1,6} \cdot 0,9 = 545.$$

Эффективная производительность экскаватора

$$Q_{ЭФ} = Q_T \cdot \eta_{II} \cdot K_{ПОТ} \cdot K_y = 545 \cdot 0,9 \cdot 0,9 \cdot 0,85 = 375 \cdot \text{м}^3/\text{ч} \quad (1.51)$$

где  $\eta_{II}$  – коэффициент, учитывающий несоответствие между фактической трудностью экскавации пород в сложном забое;

$K_{ПОТ}$  – коэффициент, учитывающий потери экскавированной породы;

$K_y$  – коэффициент управления.

Коэффициент обеспеченности забоя порожняком

$$K_{ТР} = \frac{V_C}{V_C + Q_{ЭФ} \cdot K_{НЕР} \cdot t_O} = \frac{40}{40 + 375 \cdot 0,9 \cdot 0,008} = 0,95 \quad (1.52)$$

					ДП - 21.05.04.09 - 2018 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дат		

где  $V_c$  – вместимость кузова автосамосвала;  
 $K_{\text{нер}}$  – коэффициент неравномерности;  
 $t_0$  – время обмена.

Коэффициент использования выемочной машины

$$K_{\text{и.р}} = \frac{T_c - T_{\text{п.з}} - T_{\text{о.л}} - T_{\text{всп}} - T_{\text{в}}}{T_c} \cdot K_{\text{тр}} \quad (1.53)$$

$$K_{\text{и.р}} = \frac{12 - 0,5 - 0,1 - 0,5 - 0,1}{12} \cdot 0,95 = 0,85$$

Сменная эксплуатационная производительность экскаватора

$$Q_{\text{э.с}} = Q_{\text{эф}} \cdot T_c \cdot K_{\text{кл}} \cdot K_{\text{и.р}} \text{ м}^3/\text{смен} \quad (1.54)$$

где  $K_{\text{кл}}$  – коэффициент влияния климатических условий.

$$Q_{\text{э.с}} = 375 \cdot 12 \cdot 0,949 \cdot 0,85 = 3675 \cdot \text{м}^3/\text{смен}$$

Годовая производительность экскаватора

$$Q_{\text{э}}^{\text{Г}} = Q_{\text{э.с}} \cdot N_{\text{см}} \cdot n_{\text{см}} \text{ м}^3/\text{год} \quad (1.55)$$

$$Q_{\text{э}}^{\text{Г}} = 3675 \cdot 307 \cdot 2 = 2256450 .$$

Парк экскаваторов ЭКГ-10

$$N_{\text{э}} = \frac{A_{\text{г.м}}}{Q_{\text{э}}^{\text{Г}}} = \frac{53520000}{2256450 \cdot 2,7} = 9 \text{ед.} \quad (1.56)$$

Паспорт экскаватора ЭКГ-10 показан на рисунке 1.14.

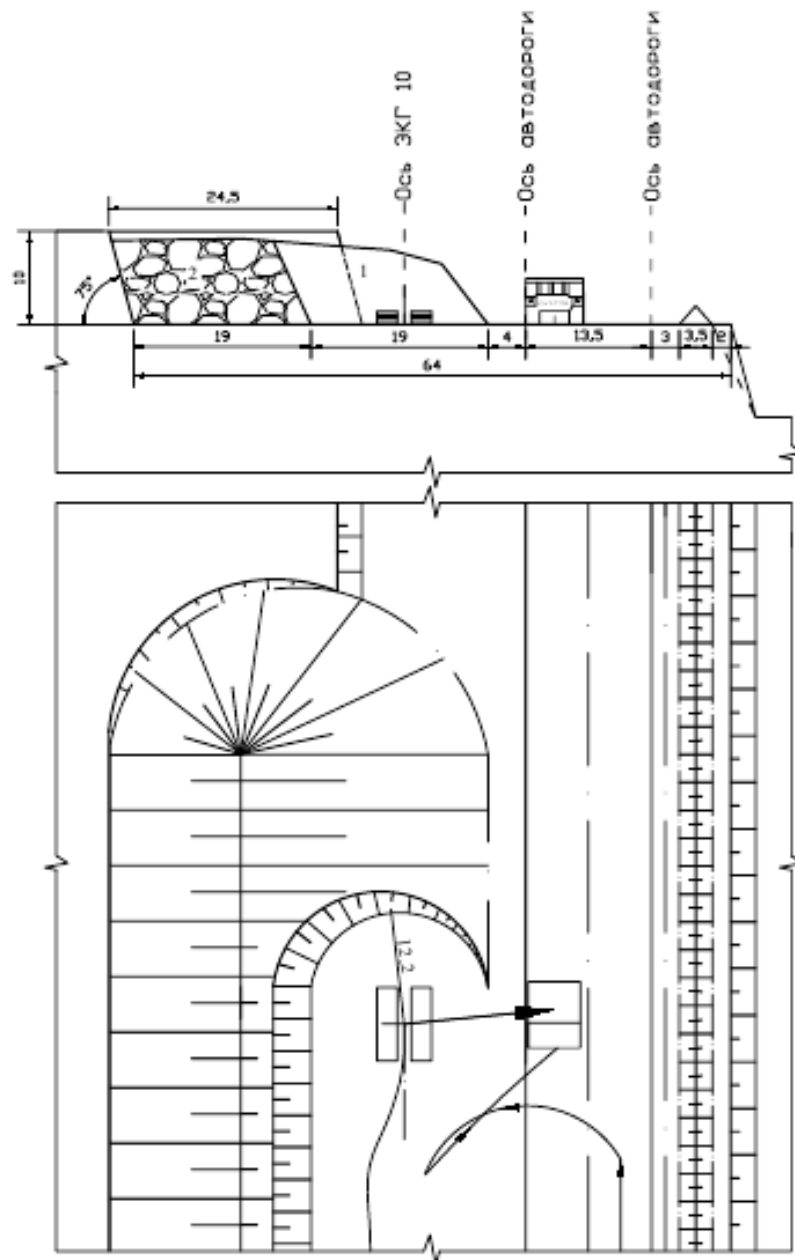


Рисунок 1.14 – Паспорт экскаватора ЭКГ-10

На карьере применяется бульдозерное отвалообразование, с использованием бульдозеров KOMATSU – D375A и KOMATSU – D355A. Бульдозерное отвалообразование при автомобильном транспорте состоит из: отвальной планировки бровки, разгрузки, устройстве автодорог. На отвале устанавливают главную и временную автодорогу.

При бульдозерном отвалообразовании высота отвального уступа зависит от устойчивости пород и составляет 20-40 м.

Удельная приемная способность отвала

$$W_o = \frac{V_{\phi} \cdot \lambda}{b_a} = \frac{40 \cdot 1,5}{5,8} = 10 \text{ м}^3/\text{м}. \quad (1.57)$$

где  $V_{\phi}$  – объем кузова автосамосвала,  $\text{м}^3$ ;

$\lambda$  – коэффициент кратности разгрузки по ширине кузовов автосамосвала;

$b_a$  – ширина кузова автомобиля, м.

Длина отвального участка по условиям планировки

$$L_{o.n} = \frac{Q_{\phi.o}}{W_o} = \frac{1500}{10} = 150 \text{ м} \quad (1.58)$$

где  $Q_{\phi.o}$  – сменная производительность отвального бульдозера,  $\text{м}^3$ .

Эффективная производительность бульдозера

$$Q_{\text{эф}} = \frac{3600 \cdot V_{\phi.n} \cdot K_{\partial}}{T_{\text{ц}} \cdot K_{p.n}} = \frac{3600 \cdot 3 \cdot 1}{40 \cdot 1,2} = 225 \text{ м}^3/\text{ч}, \quad (1.59)$$

где  $V_{\text{вп}}$  – объем призмы волочения,  $\text{м}^3$ ;

$K_{\partial}$  – коэффициент изменения производительности бульдозера в;

зависимости от величины уклона и дальности перемещения породы;

$T_{\text{ц}}$  – продолжительность рабочего цикла бульдозера, с;

$K_{p.n}$  – коэффициент разрыхления породы в призме волочения.

Время рабочего цикла

$$T_{\text{ц}} = t_n + t_{\partial.z} + t_{\partial.n} + t_{\partial} = \frac{L_n}{v_n} + \frac{L_{\partial.z}}{v_{\partial.z}} + \frac{L_n + L_{\partial.z}}{v_{\partial.n}} + t_{\partial} = \frac{5}{0,55} + \frac{10}{0,9} + \frac{10+5}{1,25} + 8 = 40 \text{ с} \quad (1.60)$$

где  $t_n$  – время набора породы, с;

$t_{\partial.г}$  и  $t_{\partial.п}$  – соответственно время перемещения породы и обратного хода бульдозера, с;

$t_{\partial}$  – время вспомогательных операций, с;

$L_n$  и  $L_{\partial.г}$  – соответственно расстояние набора и перемещения, м;

$v_n, v_{\partial.г}, v_{\partial.п}$  – средние скорости набора породы, груженого и обратного хода, м/с.

Объем призмы волочения

$$V_{n.в} = 0,5 \cdot (m \cdot l_{\text{л}})^2 \cdot L_n \cdot \text{tg} \beta = 0,5 \cdot 0,9^2 \cdot 10 \cdot \text{tg} 35^\circ = 3 \text{ м}^3. \quad (1.61)$$

где  $m = b/l_{\text{л}}$  – отношение части лемеха, внедряемой в породу к полной длине.

При  $l_n = 10 \text{ м}$   $m = 0,2-0,4$ , а ширина узкой заходки  $АД = m \cdot l_{\text{л}} = 0,7-1,2 \text{ м}$ .

					ДП - 21.05.04.09 - 2018 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дат		



Сменная производительность бульдозера

$$Q_{б.см} = Q_{эф} \cdot T_{см} \cdot K_u = 225 \cdot 12 \cdot 0,85 = 2295 \text{ м}^3/\text{см}. \quad (1.62)$$

где  $K_u$  – коэффициент использования бульдозера в течение смены.  
Количество одновременно разгружающихся на отвале автосамосвалов

$$N_{a.o} = (1,15 \div 1,25) \cdot \frac{A_p}{60 \cdot N_p \cdot n_{см} \cdot T_{см} \cdot V_{ф}} = \frac{1,15 \cdot 17,6 \cdot 10^6}{60 \cdot 350 \cdot 2 \cdot 12 \cdot 40} = 1 \text{ед}. \quad (1.63)$$

Объем бульдозерных работ на отвале

$$W_{б} = (1,15 \div 1,25) \cdot \frac{A_p \cdot K_{зав}}{N_p \cdot n_{см}} = \frac{1,15 \cdot 17,6 \cdot 10^6 \cdot 0,5}{350 \cdot 2} = 14457 \text{ м}^3. \quad (1.67)$$

где  $K_{зав} = 0,3-0,6$  – коэффициент зависимости верхней площадки отвала при периферийном способе.

Длина фронта разгрузки

$$L_p = N_{a.o} l_n = 1 \cdot 30 = 30 \text{ м}. \quad (1.64)$$

где  $l_n = 30-40$  – ширина полосы по фронту, занимаемая одним автосамосвалом при маневрировании, м.

Число разгрузочных участков, находящихся в одновременной работе

$$N_{y.p} = \frac{L_p}{L_y} = \frac{30}{60} = 0,5. \quad (1.65)$$

где  $L_y = 60-80$  – длина разгрузочного участка, м.

Общее число отвальных участков

$$N_y = N_{y.p} + N_{o.n} + N_{y.рез} = 0,5 + 0,5 + 0,5 = 1,5. \quad (1.66)$$

где  $N_{o.n}$  – число участков, находящихся в планировке

$$N_{o.n} = N_{y.p}, \text{ а } N_{y.рез} = (0,5-1,0)N_{y.p}.$$

Общая длина отвального фронта

$$L_o = L_y N_y = 60 \cdot 1,5 = 90 \text{ м}. \quad (1.67)$$

## Инвентарный парк отвальных бульдозеров

$$N_{б.о} = K_{инв} \cdot W_{б} / Q_{б} = 1,4 \cdot 14457 / 2295 = 9 \text{ед.} \quad (1.68)$$

где  $K_{инв} = 1,4$  – коэффициент, учитывающий количество бульдозеров находящихся в ремонте и резерве.

На рисунке 1.17 показана схема отвалообразования и схема движения автосамосвалов на отвале.

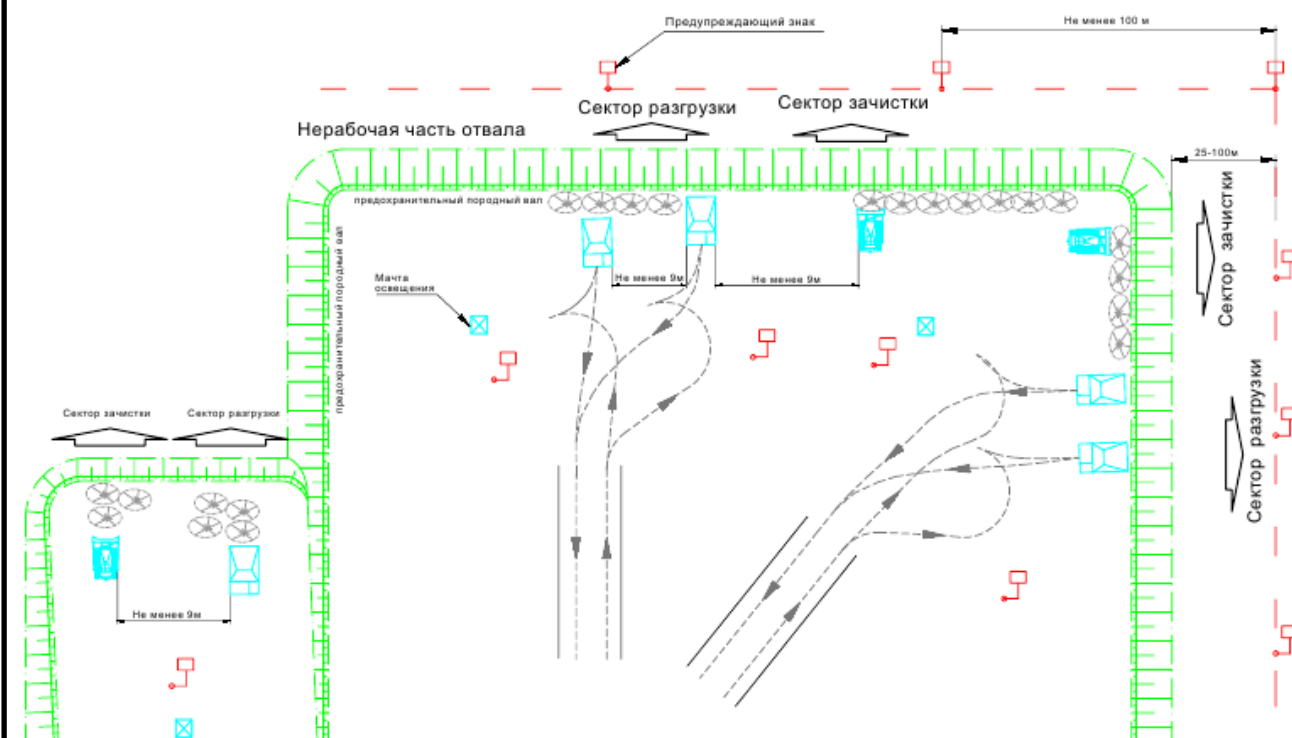


Рисунок 1.15 – Схема отвалообразования и схема движения автосамосвалов на отвале

## 2 ЭКСПЛУАТАЦИЯ БУРОВЫХ СТАНОКОВ И ОБОРУДОВАНИЯ

Открытыми горными работами называют совокупность работ, производимых с земной поверхности с целью добывания разнообразных горных пород и создания различных выемок и котлованов. Наибольшие масштабы открытых горных работ связаны с добычей полезных ископаемых. При этом все работы и процессы, связанные с извлечением полезного ископаемого из недр, совершаются в открытых горных выработках.

При открытой разработке месторождений горные работы подразделяются на вскрышные (бурение выемка, перемещение и размещение вскрышных работ) и добыча (бурение выемка, перемещение и складирование или разгрузка полезного ископаемого).

Необходимость бурения и взрывания породы зависит от ее прочности. В данном случае крепость горной породы превышает крепость, при которой экскавация возможна и без бурения и взрывания, поэтому необходимо произвести расчет и бурового оборудования.

### 2.1 Выбор, обоснование и расчёт бурового оборудования

Для создания наилучших условий использования средств механизации технологических процессов на открытых горных работах применяют различные способы подготовки горных пород к выемке: механический, гидравлический, физический, химический, комбинированный и взрывной. Выбор способа подготовки горных пород к выемке зависит, прежде всего, от вида, агрегатного состояния и свойств пород в массиве, мощности предприятия, наличия технических средств. Выемка мягких, песчаных и естественно мелкоразрушенных пород успешно производится всеми видами выемочно-погрузочного оборудования. При этом подготовка совмещена с выемкой и теми же средствами механизации.

					ДП 21.05.04.09 - 2018 ПЗ	
Изм.	п	№ докум.	Подпись	Дат		

Выемка плотных пород также может осуществляться непосредственно из массива выемочными машинами с повышенным усилием копания.

Скальные и полускальные породы подготавливают к выемке взрывным способом, как наиболее эффективным и универсальным. Процессами подготовки в этом случае являются бурение и взрывание.

В настоящее время при разработке месторождений полезных ископаемых открытым способом в основном применяют буровые станки вращательного (шнекового) бурения, шарошечные, ударно-вращательные, комбинированные, а в особых случаях (при глубине скважины более 50м) в крепких породах станки ударно-канатного бурения.

### 2.1.1 Расчет параметров бурения скважин

Диаметр скважины принимают с учётом обеспечения нормальной проработки подошвы уступа при данной высоте  $H_y$  и угле откоса уступа  $\alpha$ :

$$d_{скв} = \frac{(H_y \cdot ctg \alpha + c) \cdot \sqrt{\gamma}}{30 \cdot (3 - m)}, м \quad (2.1)$$

где  $\gamma = 2,3$  - плотность породы, т/м<sup>3</sup>;  $c = 3$  - минимальное допустимое расстояние от оси скважины до верхней бровки уступа [4, табл. 13], м;  $m = 1$  - коэффициент сближения скважины, принимается в зависимости от трудности взрывания.

$$d_{скв} = \frac{(19 \cdot ctg 75 + 3) \cdot \sqrt{2,3}}{30 \cdot (3 - 1)} = 0,205 м \quad (2.2)$$

Исходя из рассчитанного диаметра скважины, а также заданной высоты уступа, предварительно принимаем станок вращательного бурения – СБШ – 250 МНА 32.

Выбираем конструкцию долота:

тип – ТЗ; породы – твердые вязкие абразивные ( $f=8-12$ ); исполнение шарошек – со вставными зубьями.

					ДП 21.05.04.09 - 2018 ПЗ	
Изм.	п	№ докум.	Подпись	Дат		

Долото:

Ш215, 9ТЗ-ПВ; схема опоры – Р-Ш-Р; стадия освоения – освоение производства.

Рациональное осевое усилие  $P_{oc}$  (кН) на шарошечное долото ориентировочно можно определить по формуле:

$$P_{oc} = 10^{-2} \cdot K \cdot f \cdot d, \text{кН} \quad (2.3)$$

где  $K = 6 - 8$  – большие значения для более крупных долот;  $d$  – диаметр долота, мм;  $f$  – коэффициент крепости породы.

$$P_{oc} = 10^{-2} \cdot 6 \cdot 9 \cdot 215,9 = 116,6 \text{ кН} \quad (2.4)$$

Техническая (механическая) скорость шарошечного бурения  $V$  (м/мин) приближенно может быть определена по эмпирической формуле:

$$V = \frac{3P_{oc} \cdot \omega \cdot K_{фш}}{10^4 \cdot f \cdot d^2}, \text{м/мин} \quad (2.5)$$

где  $P_{oc}$  – осевая нагрузка на долото, кН;  $\omega$  – частота вращения долота [2, табл. 4], с<sup>-1</sup>;  $d$  – диаметр долота, м;  $K_{фш}$  – коэффициент формы зубьев шарошечного долота (для типа ТЗ –  $K_{фш} = 2,25$ ).

$$V = \frac{3 \cdot 116,6 \cdot 1,5 \cdot 2,25}{10^4 \cdot 9 \cdot 0,2159^2} = 0,2814 \text{ м/мин} \quad (2.6)$$

Полученные результаты позволяют приступить к определению мощности вращателя станка шарошечного бурения. Для этого нужно рассчитать крутящий момент на долоте, пользуясь схемой его работы.

Углубление долота на глубину  $h$  происходит путем внедрения зубьев шарошек в породу и скола породы при вращении шарошки по забою скважины. Величину  $h$  можно определить по формуле:

$$h = \frac{V}{K_{ск} \cdot Z_{ш} \cdot \omega}, \text{см} \quad (2.7)$$

					ДП 21.05.04.09 - 2018 ПЗ	
Изм.	г	№ докум.	Подпись	Дат		

где  $V$  - скорость бурения,  $см/мин$ ;  $K_{ск}$  - коэффициент, учитывающий уменьшение  $V$  из-за неполного скалывания породы между зубьями ( $K_{ск} = 0,5$ );  $z_{ш}$  - число шарошек на долоте, принимают равным 3;  $\omega$  - частота вращения долота,  $об/мин$ .

$$h = \frac{28,14}{0,5 \cdot 3 \cdot 90} = 0,208 \text{ см} \quad (2.8)$$

Преодолеваемое вращателем сопротивление  $P_z, Н$  от сжимающих и скалывающих усилий при перекачивании шарошек

$$P_z = h \cdot \frac{d}{2} \cdot \sigma_{бур} \cdot z_{ш} \cdot 10^{-4}, Н \quad (2.9)$$

где  $\sigma_{бур}$  - прочность породы при бурении, Па ( $625 \cdot 10^5$ )

$$P_z = 0,208 \cdot \frac{21,59}{2} \cdot 625 \cdot 10^5 \cdot 3 \cdot 10^{-4} = 42100,5 \text{ Н.} \quad (2.10)$$

Силу  $P_z$  рассматривают как приложенную на расстоянии  $(2/3) \cdot (d/2)$  от оси вращения. Тогда момент  $M_{ш}, Н \cdot м$ , необходимый для вращения долота и става штанг найдем по формуле:

$$M_{ш} = P_z \cdot \frac{d}{3} \cdot K_{тр} \cdot 10^{-2}, Н \cdot м \quad (2.11)$$

где  $K_{тр}$  - коэффициент, учитывающий трение в подшипниках шарошек и бурового става о стенки скважины; его принимают равным 1,12.

$$M_{ш} = 42100,5 \cdot \frac{21,59}{3} \cdot 1,12 \cdot 10^{-2} = 3393,4 \text{ Н} \cdot м \quad (2.12)$$

Мощность двигателя для привода вращателя  $N_{вр}, кВт$  вычислим по выражению:

					ДП 21.05.04.09 - 2018 ПЗ	
Изм.	п	№ докум.	Подпись	Дат		

$$N_{\text{вр}} = \frac{M_{\text{ш}} \cdot \omega}{\eta_{\text{мех}}} \cdot 10^{-3}, \text{кВт} \quad (2.13)$$

где  $\omega$  - угловая скорость долота,  $\text{рад/с}$ ;  $\eta_{\text{мех}}$  - КПД механизма вращателя, принимают равным 0,65.

$$N_{\text{вр}} = \frac{3393,4 \cdot 1,5}{0,65} \cdot 10^{-3} = 7,83 \text{ кВт} \quad (2.14)$$

Мощность привода механизма подачи  $N_n, \text{кВт}$  рассчитывают по максимальной скорости бурения:

$$N_n = \frac{P_{\text{ос}} \cdot V}{\eta_n}, \text{кВт} \quad (2.15)$$

где  $P_{\text{ос}}$  - осевая нагрузка на долото, Н;  $V$  - скорость бурения, м/мин;  $\eta_n$  - КПД механизма подачи.

$$N_n = \frac{116,6 \cdot 0,017}{0,65} = 3,050 \text{ кВт} \quad (2.16)$$

Рассчитываю теоретическую подачу воздуха:

$$Q = \frac{\pi}{4} (D^2 - d^2) \cdot W_n = 0,785 (D^2 - d^2) \cdot W_n, \text{м}^3/\text{с} \quad (2.17)$$

где  $D$  – диаметр скважины, м;  $d$  – диаметр долота, м.

$$Q = 0,785 (0,23749^2 - 0,2159^2) \cdot 35 = 0,59 \text{ м}^3/\text{с} \quad (2.18)$$

### 2.1.2 Расчёт эксплуатационных показателей буровых станков для бурения по вскрышным породам

Сменную производительность бурового станка  $Q_{\text{см}}$  (м) определяем по формуле:

$$Q_{\text{см}} = \frac{K \cdot T_c}{\left(\frac{1}{V} + t_g\right)}, \text{м} \quad (2.19)$$

					ДП 21.05.04.09 - 2018 ПЗ	
Изм.	г	№ докум.	Подпись	Дат		

где  $T_c$  – продолжительность рабочей смены, с;  $K$  - коэффициент эффективного использования станка в течение смены (обычно принимают  $K = 0,7 - 0,9$ );  $V$  – техническая (механическая) скорость шарошечного бурения, м/мин;  $t_g$  – время, затрачиваемое на вспомогательные операции и отнесенное к единице длины скважины, с/м. Длительность вспомогательных операций для вращательного (шнекового) бурения составляет 1,5÷4,5 мин/м; шарошечного – 2÷4 мин/м; пневмоударного– 4÷16 мин/м.

$$Q_{cm} = \frac{0,8 \cdot 28800}{\left(\frac{1}{0,0042} + 120\right)} = 64 \text{ м} \quad (2.20)$$

Годовую производительность станка определим по формуле:

$$Q_{год} = (T_k - T_g - T_{кл} - T_{рем} - T_n) \cdot n_{см} \cdot Q_{см}, \text{ м/год} \quad (2.21)$$

где  $T_k$  – календарное количество дней в году(365);  $T_g$  – количество выходных дней в году(59);  $T_{кл}$  - количество дней простоя по климатическим причинам(15);  $T_{рем}$  – количество дней на плановопредупредительные ремонты(24);  $T_n$  – количество праздничных дней в году(12);  $n_{см}$  – количество смен в сутки(3).

$$Q_{год} = (365 - 59 - 15 - 24 - 12) \cdot 3 \cdot 64 = 48960 \text{ м/год}$$

Рабочий парк буровых станков

$$N_{бс} = \frac{A_{зм}}{\varphi \cdot \gamma \cdot Q_{год}}, \text{ шт} \quad (2.22)$$

где  $A_{зм}$  - годовая производительность карьера по горной массе, т/год;  $\varphi$  - выход горной массы с 1 м скважины, м<sup>3</sup>.

$$N_{бс} = \frac{45500000}{43,6 \cdot 2,7 \cdot 48960} = 8,3 \text{ станков}$$

Принимаем  $N_{бс} = 9 \text{ станков}$ .

					ДП 21.05.04.09 - 2018 ПЗ	
Изм.	п	№ докум.	Подпись	Дат		



Годовая производительность карьера по горной массе:

$$A_{зм} = A_{ни} \cdot K_г, \text{млн. т./год} \quad (2.23)$$

$$A_{зм} = 7 \cdot 6,5 = 45,5 \text{ млн. т./год}$$

где  $A_{ни}$  – годовая производительность по полезному ископаемому млн. т./год;  
 $K_г$  – коэффициент вскрыши.

Определяем инвентарный парк буровых станков

$$N_{у.б.} = \frac{N_{бс}}{K_{т.г.}}, \text{шт} \quad (2.24)$$

где  $K_{т.г.}$  – коэффициент технической готовности бурового станка.

$$N_{у.б.} = \frac{9}{0,75} = 12 \text{ станков}$$

Окончательно принимаем станок СБШ-250МНА-32 количеством  
 $N_{у.б.} = 12$  станков.

Выход горной массы с 1 м скважины

$$\varphi = \frac{[W + b \cdot (n_p - 1)] \cdot a \cdot H_y}{n_p \cdot L_c}, \text{м}^3 \quad (2.25)$$

где  $W$  – линия сопротивления по подошве, м;  $a$  – расстояние между скважинами в ряду, м;  $b$  – расстояние между рядами, м;  $h$  – высота уступа, м;  
 $L_c$  – глубина скважины, м.

$$\varphi = \frac{[7,7 + 6,5 \cdot (4 - 1)] \cdot 7,7 \cdot 19}{4 \cdot 22,8} = 43,6 \text{ м}^3 \text{ с 1 м. скважины}$$

Длина скважины:

$$L_c = \frac{H_y + l_n}{\sin \beta}, \text{м} \quad (2.26)$$

					ДП 21.05.04.09 - 2018 ПЗ	
Изм.	г	№ докум.	Подпись	Дат		

где  $\beta$  – угол наклона скважины к горизонту, град.;  $l_n$  – длина перебура, м.

$$l_n = (0,1 \div 0,25) \cdot H_y \quad (2.27)$$

$$l_n = 0,15 \cdot 19 = 2,85 \text{ м. Принимаем } l_n = 3 \text{ м.}$$

$$L_c = \frac{19+3}{\sin 75} = 22,8 \text{ м} \quad (2.28)$$

Исходя из данных варианта по табл.20 [4] принимаем взрывчатое вещество (ВВ) – аммонит №6 ЖВ.

Диаметр скважины рассчитаем по формуле:

$$d_c = d_o \cdot K_{pc}, \text{ мм} \quad (2.29)$$

где  $K_{pc}$  – коэффициент, учитывающий расширение скважины при бурении.

$$d_c = 215,9 \cdot 1,1 = 237,49 \text{ мм}$$

Линия сопротивления по подошве:

$$W = \frac{53}{\sin \beta} \cdot K_g \cdot d_c \cdot \sqrt{\frac{\Delta \cdot m}{\gamma \cdot K_{BB}}}, \text{ м} \quad (2.30)$$

где  $K_g$  – коэффициент, учитывающий взрываемость пород в массиве [4, табл. 21];  $d_c$  – диаметр скважины, м;  $\Delta$  – плотность заряжения ВВ в скважине [4, табл. 22], кг/м<sup>3</sup>;  $m$  – коэффициент сближения зарядов [4, табл. 21];  $K_{BB}$  – переводной коэффициент от аммонита № 6 ЖВ к принятому ВВ [4, табл. 22];  $\gamma$  – плотность породы, т/м<sup>3</sup>.

$$W = \frac{53}{\sin 75} \cdot 1 \cdot 0,23749 \cdot \sqrt{\frac{0,8 \cdot 1}{2,3 \cdot 1}} = 7,7 \text{ м}$$

					ДП 21.05.04.09 - 2018 ПЗ	
Изм.	г	№ докум.	Подпись	Дат		

Найдем величину ЛСПП с учётом требований безопасного ведения буровых работ у бровки уступа:

$$W_{\phi} = \delta_n + h \cdot (ctg\alpha - ctg\beta), \text{м} \quad (2.31)$$

$$W_{\phi} = 4,5 + 15 \cdot (ctg75 - ctg75)0 = 4,5 \text{м}$$

Проверим соответствие расчётной ЛСПП требованиям ведения буровых работ:  $W \geq W_{\phi}; 7,7 > 4,5$  условие выполнено.

Массу заряда в скважине определим по формуле:

$$Q_3 = 7,85 \cdot d_c^2 \cdot \Delta \cdot l_{\phi\phi}, \text{кг} \quad (2.32)$$

$$Q_3 = 7,85 \cdot 2,3749^2 \cdot 0,8 \cdot 16,3 = 577 \text{ кг}$$

где  $d_c$  – диаметр скважины, дм;  $l_{\phi\phi}$  – длина заряда ВВ, м.

Здесь длина заряда будет равна:

$$l_{\phi\phi} = L_c - l_3 - l_{np}, \text{м} \quad (2.33)$$

$$l_{\phi\phi} = 22,8 - 6,5 = 16,3 \text{м}$$

где  $l_3$  – длина забойки, м;  $l_{np}$  – длина промежутка, м. Принимаем сплошной колонковый заряд, исходя из того, что для необводнённых пород рекомендуется принимать заряд, рассредоточенный воздушным промежутком.

$$l_3 = (20 \div 35) \cdot d_c, \text{м} \quad (2.34)$$

$$l_3 = (20 \div 35) \cdot 0,23749 = 4,75 \div 8,3 \text{ м. Принимаем } l_3 = 6,5 \text{ м.}$$

Расстояние между скважинами в ряду

$$a = m \cdot W, \text{м} \quad (2.35)$$

$$a = 1 \cdot 7,7 = 7,7 \text{ м}$$

					ДП 21.05.04.09 - 2018 ПЗ	
Изм.	п	№ докум.	Подпись	Дат		

При трудновзрываемых породах рекомендуется принимать шахматное расположение скважин на уступе. Поэтому расстояние между рядами скважин:

$$b = 0,85 \cdot a, м \quad (2.36)$$

$$b = 0,85 \cdot 7,7 = 6,5 м$$

Принимаем при шахматном расположении схему коммутации скважин – с порядными поперечными рядами (число рядов  $n_p = 4$ ).

## 2.2 Расчёт бурового оборудования по полезному ископаемому

### 2.2.1 Расчёт параметров бурения скважин

Диаметр скважины принимают с учётом обеспечения нормальной проработки подошвы уступа при данной высоте  $H_y$  и угле откоса уступа  $\alpha$ :

$$d_{скв} = \frac{(H_y \cdot ctg \alpha + c) \cdot \sqrt{\gamma}}{30 \cdot (3 - m)}, м \quad (2.37)$$

$$d_{скв} = \frac{(17 \cdot ctg 75 + 3) \cdot \sqrt{2,7}}{30 \cdot (3 - 1)} = 0,207 м$$

Исходя из рассчитанного диаметра скважины, а также заданной высоты уступа, предварительно принимаем станок шарошечного бурения – **СБШ-250МНА-32**.

Выбираем конструкцию долота:

тип – ОК, породы – очень крепкие хрупкие абразивные, исполнение шарошек – со вставными зубьями.

Долото:

					ДП 21.05.04.09 - 2018 ПЗ	
Изм.	п	№ докум.	Подпись	Дат		

долото III 215,9OK–ПВ, схема опоры – Р–Ш–Р, стадии освоения – серийное производство.

Рациональное осевое усилие  $P_{oc}$  (кН) на шарошечное долото ориентировочно можно определить по формуле:

$$P_{oc} = 10^{-2} \cdot K \cdot f \cdot d, \text{кН} \quad (2.38)$$

где  $K = 6 - 8$  – большие значения для более крупных долот;  $d$  – диаметр долота, мм;  $f$  – коэффициент крепости породы.

$$P_{oc} = 10^{-2} \cdot 6 \cdot 18 \cdot 215,9 = 233,2 \text{ кН}$$

Техническая (механическая) скорость шарошечного бурения  $V$  (м/мин) приближенно может быть определена по эмпирической формуле:

$$V = \frac{3P_{oc} \cdot \omega \cdot K_{фш}}{10^4 \cdot f \cdot d^2}, \text{м/мин} \quad (2.39)$$

где  $P_{oc}$  – осевая нагрузка на долото, кН;  $\omega$  – частота вращения долота [2, табл. 4], с<sup>-1</sup>;  $d$  – диаметр долота, м;  $K_{фш}$  – коэффициент формы зубьев шарошечного долота (для типа ОК –  $K_{фш} = 1$ ).

$$V = \frac{3 \cdot 233,2 \cdot 1,5 \cdot 1}{10^4 \cdot 18 \cdot 0,2159^2} = 0,125 \text{ м/мин} \quad (2.40)$$

Полученные результаты позволяют приступить к определению мощности вращателя станка шарошечного бурения. Для этого нужно рассчитать крутящий момент на долоте, пользуясь схемой его работы.

Углубление долота на глубину  $h$  происходит путем внедрения зубьев шарошек в породу и скола породы при вращении шарошки по забою скважины. Величину  $h$  можно определить по формуле:

$$h = \frac{V}{K_{ск} \cdot Z_{ш} \cdot \omega}, \text{см} \quad (2.41)$$

					ДП 21.05.04.09 - 2018 ПЗ	
Изм.	г	№ докум.	Подпись	Дат		

где  $V$  - скорость бурения,  $см/мин$ ;  $K_{ск}$  - коэффициент, учитывающий уменьшение  $V$  из-за неполного скалывания породы между зубьями ( $K_{ск} = 0,5$ );  $z_{ш}$  - число шарошек на долоте, принимают равным 3;  $\omega$  - частота вращения долота,  $об/мин$ .

$$h = \frac{12,5}{0,5 \cdot 3 \cdot 90} = 0,093 \text{ см}$$

Преодолеваемое вращателем сопротивление  $P_z, Н$  от сжимающих и скалывающих усилий при перекачивании шарошек

$$P_z = h \cdot \frac{d}{2} \cdot \sigma_{бур} \cdot z_{ш} \cdot 10^{-4}, Н \quad (2.42)$$

где  $\sigma_{бур}$  - прочность породы при бурении, Па ( $1750 \cdot 10^5$ )

$$P_z = 0,093 \cdot \frac{21,59}{2} \cdot 1750 \cdot 10^5 \cdot 3 \cdot 10^{-4} = 52706,6 \text{ Н}$$

Силу  $P_z$  рассматривают как приложенную на расстоянии  $(2/3) \cdot (d/2)$  от оси вращения. Тогда момент  $M_{ш}, Н \cdot м$ , необходимый для вращения долота и става штанг найдем по формуле:

$$M_{ш} = P_z \cdot \frac{d}{3} \cdot K_{тр} \cdot 10^{-2}, Н \cdot м \quad (2.43)$$

где  $K_{тр}$  - коэффициент, учитывающий трение в подшипниках шарошек и бурового става о стенки скважины; его принимают равным 1,12.

$$M_{ш} = 52706,6 \cdot \frac{21,59}{3} \cdot 1,12 \cdot 10^{-2} = 4248,3 \text{ Н} \cdot м.$$

Мощность двигателя для привода вращателя  $N_{вр}, кВт$  вычислим по выражению:

$$N_{вр} = \frac{M_{ш} \cdot \omega}{\eta_{мех}} \cdot 10^{-3}, кВт \quad (2.44)$$

					ДП 21.05.04.09 - 2018 ПЗ	
Изм.	г	№ докум.	Подпись	Дат		

где  $\omega$  - угловая скорость долота,  $рад/с$ ;  $\eta_{мех}$  - КПД механизма вращателя, принимают равным 0,65.

$$N_{\text{вр}} = \frac{4248,3 \cdot 1,5}{0,65} \cdot 10^{-3} = 9,8 \text{ кВт}$$

Мощность привода механизма подачи  $N_n, \text{кВт}$  рассчитывают по максимальной скорости бурения:

$$N_n = \frac{P_{ос} \cdot V}{\eta_n}, \text{кВт} \quad (2.45)$$

где  $P_{ос}$  - осевая нагрузка на долото, Н;  $V$  - скорость бурения, м/мин;  $\eta_n$  - КПД механизма подачи.

$$N_n = \frac{233,2 \cdot 0,017}{0,65} = 6,1 \text{ кВт}$$

Рассчитываю теоретическую подачу воздуха:

$$Q = \frac{\pi}{4} (D^2 - d^2) \cdot W_n = 0,785 (D^2 - d^2) \cdot W_n, \text{м}^3/\text{с} \quad (2.46)$$

где  $D$  - диаметр скважины, м;  $d$  - диаметр долота, м.

$$Q = 0,785 (0,23749^2 - 0,2159^2) \cdot 35 = 0,59 \text{ м}^3/\text{с}$$

### 2.2.2 Расчёт эксплуатационных показателей буровых станков для бурения по полезному ископаемому

Сменную производительность бурового станка  $Q_{см}$  (м) определяем по формуле:

$$Q_{см} = \frac{K \cdot T_c}{\left(\frac{1}{V} + t_g\right)}, \text{м} \quad (2.47)$$

					ДП 21.05.04.09 - 2018 ПЗ	
Изм.	п	№ докум.	Подпись	Дат		

где  $T_c$  – продолжительность рабочей смены, с;  $K$  – коэффициент эффективного использования станка в течение смены (обычно принимают  $K = 0,7 - 0,9$ );  $V$  – техническая (механическая) скорость шарошечного бурения, м/мин;  $t_g$  – время, затрачиваемое на вспомогательные операции и отнесенное к единице длины скважины, с/м. Длительность вспомогательных операций для вращательного (шнекового) бурения составляет 1,5÷4,5 мин/м; шарошечного – 2÷4 мин/м; пневмоударного – 4÷16 мин/м.

$$Q_{cm} = \frac{0,8 \cdot 28800}{\left(\frac{1}{0,002} + 120\right)} = 37 \text{ м}$$

Годовую производительность станка определим по формуле:

$$Q_{год} = (T_k - T_g - T_{кл} - T_{рем} - T_n) \cdot n_{см} \cdot Q_{см}, \text{ м/год} \quad (2.48)$$

где  $T_k$  – календарное количество дней в году (365);  $T_g$  – количество выходных дней в году (59);  $T_{кл}$  – количество дней простоя по климатическим причинам (15);  $T_{рем}$  – количество дней на плановопредупредительные ремонты (24);  $T_n$  – количество праздничных дней в году (12);  $n_{см}$  – количество смен в сутки (3).

$$Q_{год} = (365 - 59 - 15 - 24 - 12) \cdot 3 \cdot 37 = 28305 \text{ м/год}$$

Рабочий парк буровых станков

$$N_{бс} = \frac{A_z}{\varphi \cdot \gamma \cdot Q_{год}}, \text{ шт} \quad (2.49)$$

где  $A_{zm}$  – годовая производительность карьера по горной массе, т/год;  $\varphi$  – выход горной массы с 1 м скважины, м<sup>3</sup>.

$$N_{бс} = \frac{7000000}{54 \cdot 2,7 \cdot 28305} = 1,9 \text{ станков}$$

					ДП 21.05.04.09 - 2018 ПЗ	
Изм.	п	№ докум.	Подпись	Дат		



Принимаем  $N_{\delta c} = 2$  станка.

Определяем инвентарный парк буровых станков

$$N_{u.б.} = \frac{N_{\delta c}}{K_{m.г.}}, шт \quad (2.50)$$

где  $K_{m.г.}$  - коэффициент технической готовности бурового станка.

$$N_{u.б.} = \frac{2}{0,75} = 3 \text{ станков}$$

Окончательно принимаем станок СБШ-250МНА-32 количеством  $N_{u.б.} = 3$  станка.

Выход горной массы с 1 м скважины

$$\varphi = \frac{[W + b \cdot (n_p - 1)] \cdot a \cdot H_y}{n_p \cdot L_c}, м^3 \quad (2.51)$$

где  $W$  – линия сопротивления по подошве, м;  $a$  – расстояние между скважинами в ряду, м;  $b$  – расстояние между рядами, м;  $h$  – высота уступа, м;  $L_c$  – глубина скважины, м.

$$\varphi = \frac{[8,4 + 7,1 \cdot (4 - 1)] \cdot 8,4 \cdot 17}{4 \cdot 19,7} = 54 м^3 \text{ с 1м. скважины.}$$

Длина скважины:

$$L_c = \frac{H_y + l_n}{\sin \beta}, м \quad (2.52)$$

где  $\beta$  – угол наклона скважины к горизонту, град.;  $l_n$  – длина перебура, м.

$$l_n = (0,1 \div 0,25) \cdot H_y \quad (2.53)$$

$$l_n = 0,1 \cdot 17 = 1,7 \text{ м. Принимаем } l_n = 2 \text{ м.}$$

					ДП 21.05.04.09 - 2018 ПЗ	
Изм.	г	№ докум.	Подпись	Дат		

$$L_c = \frac{17 + 2}{\sin 75} = 19,7 \text{ м}$$

Диаметр скважины рассчитаем по формуле:

$$d_c = d_o \cdot K_{pc}, \text{мм} \quad (2.54)$$

где  $K_{pc}$  - коэффициент, учитывающий расширение скважины при бурении.

$$d_c = 215,9 \cdot 1,1 = 237,49 \text{ мм}$$

Линия сопротивления по подошве:

$$W = \frac{53}{\sin \beta} \cdot K_{\epsilon} \cdot d_c \cdot \sqrt{\frac{\Delta \cdot m}{\gamma \cdot K_{\epsilon\epsilon}}}, \text{м} \quad (2.55)$$

где  $K_{\epsilon}$  – коэффициент, учитывающий взрываемость пород в массиве [4, табл. 21];  $d_c$  – диаметр скважины, м;  $\Delta$  – плотность заряжения ВВ в скважине [4, табл. 22], кг/м<sup>3</sup>;  $m$  – коэффициент сближения зарядов [4, табл. 21];  $K_{\epsilon\epsilon}$  – переводной коэффициент от аммонита № 6 ЖВ к принятому ВВ [4, табл. 22];  $\gamma$  – плотность породы, т/м<sup>3</sup>.

$$W = \frac{53}{\sin 75} \cdot 1 \cdot 0,23749 \cdot \sqrt{\frac{0,95 \cdot 1}{2,7 \cdot 0,84}} = 8,4 \text{ м}$$

Найдем величину ЛСПП с учётом требований безопасного ведения буровых работ у бровки уступа:

$$W_{\delta} = \delta_n + \square \cdot (ctg \alpha - ctg \beta), \text{м} \quad (2.56)$$

$$W_{\delta} = 3,5 + 15 \cdot (ctg 75 - ctg 75) 0 = 3,5 \text{ м}$$

Проверим соответствие расчётной ЛСПП требованиям ведения буровых работ:  $W \geq W_{\delta}; 8,4 > 3,5$  условие выполнено.

Массу заряда в скважине определим по формуле:

					ДП 21.05.04.09 - 2018 ПЗ	
Изм.	п	№ докум.	Подпись	Дат		

$$Q_3 = 7,85 \cdot d_c^2 \cdot \Delta \cdot l_{\text{вв}}, \text{ кг} \quad (2.57)$$

$$Q_3 = 7,85 \cdot 2,3749^2 \cdot 0,95 \cdot 13,7 = 576 \text{ кг}$$

где  $d_c$  – диаметр скважины, дм;  $l_{\text{вв}}$  – длина заряда ВВ, м.

Здесь длина заряда будет равна:

$$l_{\text{вв}} = L_c - l_3 - l_{\text{пр}}, \text{ м} \quad (2.58)$$

$$l_{\text{вв}} = 19,7 - 6 = 13,7 \text{ м}$$

где  $l_3$  – длина забойки, м;  $l_{\text{пр}}$  – длина промежутка, м. Принимаем сплошной колонковый заряд, исходя из того, что для необводнённых пород рекомендуется принимать заряд, рассредоточенный воздушным промежутком.

$$l_3 = (20 \div 35) \cdot d_c, \text{ м} \quad (2.59)$$

$$l_3 = (20 \div 35) \cdot 0,23749 = 4,75 \div 8,3 \text{ м.}$$

Принимаем  $l_3 = 6 \text{ м.}$

Расстояние между скважинами в ряду

$$a = m \cdot W, \text{ м} \quad (2.60)$$

$$a = 1 \cdot 8,4 = 8,4 \text{ м}$$

При трудновзрываемых породах рекомендуется принимать шахматное расположение скважин на уступе. Поэтому расстояние между рядами скважин:

$$b = 0,85 \cdot a, \text{ м} \quad (2.61)$$

$$b = 0,85 \cdot 8,4 = 7,1 \text{ м}$$

					ДП 21.05.04.09 - 2018 ПЗ	
Изм.	п	№ докум.	Подпись	Дат		

Принимаем при шахматном расположении схему коммутации скважин – с клиновым врубом (число рядов  $n_{p.} = 4$ ).

Исходя из коэффициента крепости и показателя по буримости, для проведения буровых работ по полезному ископаемому принимаем станки марки СБШ-250МНА-32 в количестве 4 станков, а для буровых работ по вмещающим породам станки марки СБШ-250НМА-32 в количестве 8 станков.

					ДП 21.05.04.09 - 2018 ПЗ	
Изм.	п	№ докум.	Подпись	Дат		

### **3 СПЕЦИАЛЬНАЯ ЧАСТЬ. ПОВЫШЕНИЕ ЭКСПЛУАТАЦИОННОЙ НАДЕЖНОСТИ БУРОВЫХ СТАНКОВ**

Эффективное использование оборудования возможно лишь при рациональной его эксплуатации и бережном отношении к нему с стороны обслуживающего персонала. В соответствии с действующими Правилами технической эксплуатации (ПЭТ) основного технологического оборудования различных отраслей к работе по обслуживанию и ремонту оборудования допускаются лица, признанные медицинской комиссией годными для выполнения работ по профессиям и усвоившие : правила технической эксплуатации (ПЭТ); инструкции по профессии; правила и инструкции по технике безопасности, охране труда и производственной санитарии; должностные инструкции.

Эксплуатационный персонал должен знать: устройство обслуживаемого оборудования; назначение контрольно-измерительных приборов; технологический режим работы; правила безопасной эксплуатации оборудования; действия эксплуатационного персонала при авариях на оборудовании и несчастных случаях; порядок приема и сдачи смены.

Знание ПЭТ эксплуатационным ремонтным персоналом проверяется специальной экзаменационной комиссией в сроки, установленные ПЭТ. Лицам успешно сдавшим экзамены, должно быть выдано удостоверение на право работы по данной профессии.

Контроль за выполнением ПЭТ возлагается на инженерно-технический персонал, в обязанности которого входят обслуживание и ремонт оборудования.

#### **3.1 Мероприятия по техническому обслуживанию оборудования**

Техническое обслуживание оборудования представляет собой комплекс мероприятий, направленных на предупреждение преждевременного износа машин и агрегатов путем точного выполнения

					ДП 21.05.04.09 - 2018 ПЗ	
Изм.	п	№ докум.	Подпись	Дат		

правил технической эксплуатации, а также своевременного устранения мелких неисправностей.

Техническое обслуживание включает:

- ежесменное техническое обслуживание;
- ежесуточную проверку правильной эксплуатации и технического состояния оборудования;
- периодические технические осмотры, выполняемые после наработки оборудованием определенного количества часов.

Ежесменное техническое обслуживание является основным профилактическим мероприятием, направленным на увеличение межремонтных периодов. Своевременное качественное обслуживание оборудования достигается путями:

- закрепления оборудования за эксплуатационным и инженерно-техническим персоналом;
- установления порядка осуществления и оформления передачи и приема оборудования по сменам (сменным мастерам, бригадирам, машинистам и т.д.)
- ознакомления под расписку и обеспечения эксплуатационного персонала инструкцией по эксплуатации и обслуживанию оборудования;
- снабжения эксплуатационного персонала инструментом, приборами, смазочным инвентарем и другими техническим средствами, необходимыми для ухода за оборудованием.

Инструкция по ежесменному техническому обслуживанию и уходу за оборудованием должна содержать:

					ДП 21.05.04.09 - 2018 ПЗ	
Изм.	п	№ докум.	Подпись	Дат		

- перечень и последовательность всех операций и работ, которые эксплуатационный персонал обязан производить в течение смены;
- перечень наиболее часто встречающихся неисправностей оборудования и признаков, свидетельствующих об их наличии;
- описание способов устранения наиболее часто встречающихся неисправностей, а также перечень необходимых для этого инструментов, приборов, материалов, приспособлений и других технических средств;
- указания по безопасным методам обслуживания оборудования;
- правила содержания рабочих мест;
- указания о составе профилактических работ при приемке смены и при подготовке оборудования к сдаче новой смене.

В объем ежесменного технического обслуживания оборудования входят:

- регулярный наружный осмотр, очистка, проверка наличия и смазка оборудования в соответствии с режимом смазки и ПТЭ смазочных систем;
- проверка работы предохранительных устройств, состояния масляных и охлаждающих систем, наличия и исправности ограждающих устройств;
- наблюдение за работой контрольно-измерительных приборов и автоматических устройств, за натяжением и состоянием ремней, тросов, цепей, за состоянием крепежных деталей;
- проверка действия тормозов и приспособлений для остановки оборудования;
- регулирование оборудования;
- устранение мелких неисправностей и др.

					ДП 21.05.04.09 - 2018 ПЗ	
Изм.	п	№ докум.	Подпись	Дат		

Ежесменным техническим обслуживанием предусматривается обязательная, правильно организованная передача оборудования по сменам.

Администрация предприятия определяет перечень оборудования, на которое обязательно ведение журнала приема и сдачи смен.

Принимая оборудование, сменный мастер, бригадир или машинист лично проверяет состояние оборудования и качество его уборки.

Все замеченные ненормальности в работе оборудования фиксируют в журнале приема и сдачи смен или в сменном рапорте начальника (мастера) смены и устранены.

Ежесуточная проверка правильной эксплуатации и технического состояния оборудования предупреждает преждевременный выход его из строя.

Технические осмотры производятся для проверки технического состояния оборудования, выявления и устранения неисправностей, а также определения объема предстоящего планового ремонта.

Результаты осмотров заносятся в формуляр оборудования (согласно ГОСТ 2.601-68), а в случае отсутствия формуляра — в агрегатный журнал.

Технические осмотры оборудования выполняются эксплуатационным персоналом с участием ремонтного персонала по графику, как правило, в ремонтные смены и дни, а также в периоды технологических простоев.

Для выполнения технических осмотров непрерывно действующего оборудования предусматривается специальное время.

В объем технического осмотра входят:

– вскрытие люков и крышек, осмотр и проверка состояния узлов и механизмов, выполнение мелких ремонтных работ;

					ДП 21.05.04.09 - 2018 ПЗ	
Изм.	п	№ докум.	Подпись	Дат		



- выявление и уточнение объема работ ближайшего планового ремонта;
- регулирование основных узлов;
- проверка правильности переключения и исполнения команд, поданных с пульта управления;
- проверка исправности ограничителей и упоров.

### 3.2 Определение количества и видов ремонтов буровых станков

Нормативы периодичности, продолжительности и трудоемкости ремонтов выбранного оборудования: приведены в таблице 3.1.

Таблица 3.1 – Ремонтные нормативы оборудования

№ п/п	Оборудование	Кол-во	Масса, т	Ремонт				Трудоемкость, чел.-ч.	
				вид	периодичность, ч	продолжительность, ч	число в цикле	одного ремонта	средне-годовая
1	СБШ-250-МНА-32	15	71,5	ТО	50	4	192	8	768
				T1	250	16	36	75	1350
				T2	1000	96	11	480	2640
				K	12000	530	1	2000	1000

#### 3.2.1 Определение количества и видов ремонтов

Количество и виды технических обслуживаний и ремонтов являются исходной информацией для составления годового и месячного графиков ремонтных работ по каждой единице принятого к эксплуатации оборудования.

Количество и виды технических обслуживаний и ремонтов в году определяем аналитическим методом.

Количество капитальных ремонтов на текущий год

					ДП 21.05.04.09 - 2018 ПЗ	
Изм.	п	№ докум.	Подпись	Дат		

$$N_K = \frac{H_{\Gamma} + H_K}{K} = \frac{5161,7 + 0}{12000} \approx 0,43 = 0, \quad (3.2)$$

где  $H_{\Gamma}$  - планируемая выработка на год, ч

$$H_{\Gamma} = T_{\Gamma} \cdot K_{\Pi} - T_p = 8760 \cdot 0,85 - 2080,3 = 5161,7 \quad (3.3)$$

где  $K_{\Pi} = 0,8 \dots 0,9$  – планируемый коэффициент использования станка в смену;

$T_p$  – количество часов, затрачиваемых на ремонт в планируемом году

$$T_p = \frac{T_{\Gamma} \cdot (T_{TO} \cdot N_{TO}'' + T_{T1} \cdot N_{T1}'' + T_{T2} \cdot N_{T2}'' + T_K \cdot N_K'')}{K} = \quad (3.4)$$

$$\frac{8760 \cdot (4 \cdot 192 + 16 \cdot 36 + 96 \cdot 11 + 530 \cdot 1)}{12000} = 2080,3$$

где  $T_{TO}$ ,  $T_{T1}$ ,  $T_{T2}$ ,  $T_K$  – продолжительность, соответственно, одного технического обслуживания, первого текущего, второго текущего и капитального ремонтов (табл. 1);

$N_{TO}''$ ,  $N_{T1}''$ ,  $N_{T2}''$  - число в цикле, соответственно, технического обслуживания, первого текущего, второго текущего и капитального ремонтов;

$K = 12000$  ч - ремонтный цикл станка;

$H_K = 0$  - выработка станка от предыдущего капитального ремонта;

$T_{\Gamma}$  - номинальный фонд времени работы станка, ч

$$T_{\Gamma} = D \cdot C \cdot \Pi = 355 \cdot 2 \cdot 12 = 8760 \text{ ч.} \quad (3.5)$$

где  $D = 355$  – количество рабочих дней станка в году;

$C = 2$  – количество смен работы станка в сутки;

$\Pi$  – продолжительность смены.

					ДП 21.05.04.09 - 2018 ПЗ	
Изм.	п	№ докум.	Подпись	Дат		

Количество капитальных ремонтов на текущий год принимается равным нулю.

Количество вторых текущих ремонтов

$$N_{T2} = \frac{H_{\Gamma} + H_{T2}}{T_2} - N_K = \frac{5161,17 + 0}{1000} - 0 \approx 5,2 = 5 \quad (3.6)$$

где  $T_2 = 1000$  ч - периодичность вторых текущих ремонтов;

$H_{T2} = 0$  - выработка станка от предыдущего второго текущего ремонта.

Количество вторых текущих ремонтов принимается равным пяти.

Количество первых текущих ремонтов

$$N_{T1} = \frac{H_{\Gamma} + H_{T1}}{T_1} - N_K - N_{T2} = \frac{5161,7 + 0}{250} - 0 - 5 \approx 15,6 = 16, \quad (3.7)$$

где  $T_1 = 250$  ч - периодичность первых текущих ремонтов (табл.1).

$H_{T1} = 0$  - выработка станка от предыдущего первого текущего ремонта.

Количество первых текущих ремонтов принимается равным шестнадцати.

Количество технических осмотров

$$N_{TO} = \frac{H_{\Gamma} + H_{TO}}{TO} - N_K - N_{T2} - N_{T1} = \frac{5161,7 + 0}{50} - 0 - 5 - 16 \approx 82,2 = 82 \quad (3.8)$$

где  $TO = 50$  ч - периодичность технических осмотров станка (табл. 1);

$H_{TO} = 0$  - выработка станка от предыдущего технического обслуживания ремонта.

Количество технических осмотров принимается равным восьмидесятидвум.

Общее количество ремонтов буровых станков сведена в таблицу 3.2

Таблица 3.2 – Количество технических обслуживаний и ремонтов оборудования

	$N_{To}$	$N_{T1}$	$N_{T2}$	$N_K$
СБШ 250 МНА-32	82	16	5	0

					ДП 21.05.04.09 - 2018 ПЗ		
Изм.	п	№ докум.	Подпись	Дат			

### 3.2.2 Расчет численности ремонтного персонала

Годовые суммарные трудозатраты рассчитываем по формуле:

$$T_H = (t_{TO}^1 + t_{TO}^2 + t_{TO}^3 + t_K^1) * N^1 = (768 + 1350 + 2640 + 1000) * 15 = 5758 \text{ чел.-ч.} \quad (3.8)$$

где  $t_{TO}^1, t_{TO}^2, t_{TO}^3, t_{TO}^4$  – нормативная среднегодовая трудоемкость технических осмотров отдельных видов оборудования, чел.-ч.;  $t_{T1}^1, t_{T1}^2, t_{T1}^3, t_{T1}^4$  – нормативная среднегодовая трудоемкость первых текущих ремонтов отдельных видов оборудования, чел.-ч.;  $t_{T2}^1, t_{T2}^2, t_{T2}^3, t_{T2}^4$  – нормативная среднегодовая трудоемкость вторых текущих ремонтов отдельных видов оборудования, чел.-ч.;  $t_K^1, t_K^2, t_K^3, t_K^4$  – нормативная среднегодовая трудоемкость капитальных ремонтов отдельных видов оборудования, чел.-ч.;  $N^1, N^2, N^3, N^4$  – число единиц отдельных видов оборудования, принятых к эксплуатации.

Плановую численность производственных рабочих, необходимых для выполнения годового объема ремонтных работ, определяем по формуле, чел.:

$$M = \frac{\alpha * T_H}{D_p * k_{п.в.}} \quad (3.9)$$

где  $\alpha = 1,4 \dots 1,7$  – коэффициент, учитывающий выполнение внеплановых работ;  $D_p$  – номинальный годовой фонд времени одного рабочего, ч.

$$D_p = (365 - B - П - О) * T_{см} * k_n = (365 - 60 - 7 - 36) * 8 * 0,97 = 2033 \text{ ч} \quad (3.10)$$

где  $B$  – количество выходных дней в планируемом году;  $П$  – количество праздничных дней;  $О$  – средняя продолжительность отпуска производственного рабочего;  $k_n = 0,95 \dots 0,98$  – коэффициент, учитывающий потери времени рабочего по уважительным причинам (болезни и т. д.);  $T_{см}$  –

					ДП 21.05.04.09 - 2018 ПЗ	
Изм.	п	№ докум.	Подпись	Дат		

продолжительность одной смены, ч;  $k_{п.в.} = 1,1 \dots 1,15$  –коэффициент выполнения норм выработки рабочими.

$$M = \frac{\alpha \cdot T_n}{D_p \cdot k_{п.в.}} = \frac{1,4 \cdot 5758}{2033 \cdot 1,15} \approx 4 = 4 \text{ чел.} \quad (3.11)$$

Таблица 3.4 – Штат ремонтных рабочих по профессиям

Профессия рабочего	Численность, чел
Слесари и электрослесари	1
Токари-станочники	1
Электрогазосварщики	1
Прочие	1

Численность вспомогательных и подсобных рабочих (транспортного отдела, инструментального, ОТК, заточники, кладовщики и т. д.) принимаем равной:

$$M_B = M \cdot (0,10 \dots 0,12) = 4 \cdot 0,1 = 1 \text{ чел.} \quad (3.12)$$

Численность инженерно-технических работников

Численность ИТР принимаем равным:

$$M_{и} = (M + M_B) \cdot (0,07 \dots 0,09) = 5 \cdot 0,07 = 1. \quad (5.61)$$

Численность счетно-нормировочного состава

$$M_c = (M + M_B + M_{и}) \cdot (0,04 \dots 0,05) = 6 \cdot 0,05 = 1 \text{ чел.} \quad (3.13)$$

Численность младшего обслуживающего персонала

$$M_m = (M + M_B + M_{и} + M_c) \cdot (0,02 \dots 0,03) = 7 \cdot 0,03 = 1 \text{ чел.} \quad (3.14)$$

Численность всего работающего персонала

Таблица 3.5 – Численность всего работающего персонала по категориям работ

Категория работы	Численность, чел
Ремонтных рабочих	4
Вспомогательных и подсобных рабочих	1
ИТР	1
Счетно-нормировочного состава	1
Младшего обслуживающего персонала	1

					ДП 21.05.04.09 - 2018 ПЗ	
Изм.	п	№ докум.	Подпись	Дат		

### 3.3 Выбор способа восстановления деталей

Эффективность эксплуатации оборудования определяется сроком службы деталей и узлов, конструкцией машины, режимными параметрами эксплуатации, квалификацией обслуживающего и ремонтного персонала и т.д.

В стадии эксплуатации особо важным параметром является устранение дефектов и износов деталей.

Одни и те же дефекты деталей могут быть устранены различными способами. Так, например, восстановление деталей, имеющих механический износ, может проводиться изменением первоначального номинального размера изношенной поверхности деталей с одновременным получением ее правильной геометрической формы или получением правильной геометрической формы деталей с восстановлением первоначального номинального размера. В первом случае это достигается механической обработкой поверхностей деталей под ремонтный размер или постановкой дополнительных деталей, а во втором - наплавкой, металлизацией и т.д.

Под рациональным понимают такой способ восстановления, который обеспечивает максимальный срок службы детали и наименьшую стоимость ее восстановления.

Детали горных машин, получившие естественный механический износ, могут быть восстановлены одним из следующих способов:

- ручной электродуговой наплавкой;
- автоматической наплавкой под слоем флюса;
- автоматической вибродуговой наплавкой;
- электрической обработкой металлов, литьем;
- и др.

					ДП 21.05.04.09 - 2018 ПЗ	
Изм.	п	№ докум.	Подпись	Дат		

Рекомендации по использованию этих способов восстановления приведены в таблице 3.6. Чаще других применяют наплавку, Объем сварочных и наплавочных работ достигает 70% общего объема работ. при восстановлении деталей. Стоимость восстановления деталей обычно составляет 30-50% стоимости новой детали, а срок службы отличается незначительно.

Наименование детали	Характер неисправности	Возможные способы восстановления
Детали с наружными рабочими поверхностями цилиндрической формы: валы, цапфы, полуоси, ролики и т.д.	Износ по диаметру, искажение геометрической формы, риски, царапины, задиры, выработка, прокат	Ремонтные размеры, дополнительные ремонтные детали, наплавка, маталлизация, пластическое деформирование
Детали с внутренними рабочими поверхностями цилиндрической формы: цилиндры, гильзы, втулки и т.д.	Износы, риски, задиры, царапины, искажение геометрической формы	Ремонтные размеры, дополнительные детали, пластическое деформирование, наплавка, электроискровое наращивание
Корпусные детали	Трещины, пробоины, отколы, облом шпилек, коробление	Сварка, пайка, металлизация, обработка полимерными материалами
Детали сложной конфигурации: шлицы, кулачки, шестерни и т.д.	Износы по сопрягаемым поверхностям	Шлифовка, наплавка, пластическое деформирование, дополнительные ремонтные детали
Несущие конструкции: балки, рамы, траверсы, кронштейны	Трещины, прогибы, перекосы, скручивание	Переклепка, сварка, пластическое деформирование
Режущие элементы: зубья, лемехи, отвалы и т.д.	Затупление, износ, выбоины, вмятины	Слесарно-механическая обработка, наплавка твердыми сплавами
Неконструктивные элементы: разрушение декоративных и антикоррозийных покрытий	Риски, царапины и другие неисправности покрытий	Нанесение новых покрытий

При выборе способа восстановления учитывают конструктивно-технологические особенности деталей, условия их работы, величину износа, а также долговечность обеспечиваемую способами восстановления, стоимость.

					ДП 21.05.04.09 - 2018 ПЗ	
Изм.	п	№ докум.	Подпись	Дат		

Оценка выбранного способа восстановления осуществляется технологическим, экономическим и технико-экономическими критериями.

Технологический критерий характеризует возможность применения одного или нескольких технологических способов восстановления, позволяет определить перечень деталей, подлежащих восстановлению одним или несколькими способами.

Экономический критерий оценивается суммарными затратами на восстановление деталей данным способом:

$$C = C_{\pi} + C_{\text{в}} + C_{\text{м}}$$

где  $C$  - стоимость восстановления детали;  $C_{\pi}$  – стоимость подготовки детали к нанесению покрытий;  $C_{\text{в}}$  – стоимость нанесения покрытий;  $C_{\text{м}}$  – стоимость механической обработки.

Технико-экономический критерий дает окончательное решение при выборе способа восстановления и связывает его себестоимость с коэффициентом долговечности. Для деталей горных машин в большинстве случаев определяющей характеристикой долговечности является износостойкость.

Опыт эксплуатации горных машин в условиях карьера и сказанное выше позволяет сказать, что основными ремонтными технологиями являются: сварка и наплавка различными методами и слесарно-механическая обработка.

Качественное и своевременное выполнение ремонтов и технических осмотров позволит повысить эксплуатационную надежность буровых станков.

					ДП 21.05.04.09 - 2018 ПЗ	
Изм.	п	№ докум.	Подпись	Дат		



#### 4 Экономическая часть

##### 4.1 Расчёт капитальных затрат на строительство или реконструкцию предприятия

Сумма затрат на горно-капитальные работы определяется по трем группам:

горно-капитальные выработки, используемые для вскрытия всех запасов поля;

- горно-капитальные выработки, вскрывающие запасы горизонтов;
- горно-капитальные выработки, вскрывающие часть запасов горизонт(участков)

Таблица 4.1 – Смета горно-капитальных работ для открытого способа добычи

Наименование	Объем работ, тыс.м <sup>3</sup>	Стоимость еденицы, руб	Общая стоимость, тыс. руб	Амортизационные отчисления, тыс. руб
Капитальные работы: м <sup>3</sup>				
Капитальные траншеи: м <sup>3</sup>	1570437	48	75381	1508
Котлованы: м <sup>3</sup>	1372009	48	65856	1317
Разнос борта карьера: м <sup>3</sup>	2570000	48	123360	2467
Дренажные горные выработки: м <sup>3</sup>	25146	52	1307	26
Автодороги: км	10,5	12610	132	3

Капитальные затраты на производственные здания и сооружения рассчитывают, исходя из их объемов и стоимости строительства 1 м<sup>3</sup>.

В данных расчетах определяется размер амортизационных отчислений по этим фондам.

Таблица 4.2 – Смета капитальных затрат на здания, сооружения, транспорт и связь

Наименование зданий и сооружений	Количество	Цена за единицу, руб	Общая сумма затрат, тыс.руб.	Норма амортизации (потонная ставка)	Годовая сумма амортизационных отчислений, тыс.руб
Здания и сооружения					
РГБ м <sup>2</sup>	16000	2200	35200	0,02	704
ЦБА м <sup>2</sup>	100000	1000	100000	0,02	2000
АТЦ м <sup>2</sup>	80000	1000	80000	0,02	1600
Раскомандировка м <sup>2</sup>	200	300	60	0,02	1
Котельная м <sup>2</sup>	50000	1100	55000	0,02	1100
Склады м <sup>2</sup>	10000	900	9000	0,02	180
Трубопровод м	10000	520	5200	0,02	104
Итого:			284460		5689
Транспорт и связь:					
автомашины связь шт.	15	350000	5250 500	0,08 0,05	420 25
Итого:			5750		445
Всего по карьру:			290210		6134

Смета капитальных затрат на здания, сооружения, транспорт и связь по всему карьру составила 290210 тыс. руб. Из них на здания и сооружения пойдут 284460 тыс.руб., а на транспорт и связь 5750 тыс.руб.

Капитальные затраты на электромеханическое оборудование представлены в таблице 4.3.

**Таблица 4.3 – Капитальные затраты на электромеханическое оборудование и величина амортизационных отчислений**

Наименование оборудо- вания	Количество единиц с учетом ре- зерва	Балансовая стоимость, тыс. руб.	Общая сумма капитальных затрат, тыс.руб	Норма амортизац ии, %	Годовой фонд амортизацион ных отчислений, тыс руб
<b>Вскрышные работы</b>					
1.Бурение - СБШ-250 МНА-32	8	17000	136000	20,00	27200
Итого по бурению:			136000		27200
2.Экскавация -ЭКГ-10	5	33000	165000	12	19800
-ЭКГ-12	4	37000	148000	14	20720
Итого по экскавации:			ЭКГ-10 165 000 ЭКГ-12 148000		ЭКГ-10 19800 ЭКГ-12 20720
3.Транспортирование -САТ-777D + ЭКГ-10	62	32000	1984000	10	198400
-САТ-777D + ЭКГ-12	60	32000	1920000	10	192000
Итого по транс-нию:			ЭКГ-10 1984000 ЭКГ-12 1920000		ЭКГ-10 198400 ЭКГ-12 192000
4.Отвалообразование – KOMATSU HD - 1200	9	18000	162000	12	19440
Итого по отвало-нию:			162000		19440
5.Вспомог. обор-ние					
- краны	3	636	1908	8,00	153
- грейдеры	5	2030	10150	12,30	1248
- КамАЗ	3	400	1200	8,00	96
- полив. машина	2	2000	4000	8,00	320
- снегоочиститель	1	650	650	8,00	52
- ЭО-5124	2	1500	3000	8,00	240
- автобус	2	400	800	8,00	64
- насосы ЦНС-500/420	3	70	1470	8,00	118
Итого по вспом. обор- нию:			23178		2291
Итого с ЭКГ-10:			2410178		267131
Итого с ЭКГ-12:			2289178		251651

					ДП - 21.05.04.09-2018 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

Продолжение таблицы 4.3

Добычные работы					
1.Бурение - СБШ-250 МНА-32	4	17000	68000	20,00	13600
Итого по бурению:			68000		13600
2.Экскавация -ЭКГ-10	3	33000	99000	12	11880
-ЭКГ-12	3	37000	111000	14	15540
Итого по экскавации:			ЭКГ-10 99000 ЭКГ-12 111000		ЭКГ-10 11880 ЭКГ-12 15540
3.Транспортирование - -САТ-777D + ЭКГ-10	16	32000	512000	10	51200
-САТ-777D + ЭКГ-12	16	32000	512000	10	51200
Итого по транс-нию:			512000		51200
4.Складирование - КОМАТСУ	3	18000	54000	12,30	6642
Итого по складирова- нию:			54000		6642
5.Вспомог. обор-ние					
- краны	3	636	1908	8,00	153
- грейдеры	5	2030	10150	12,30	1248
- КамАЗ	3	400	1200	8,00	96
- полив. машина	2	2000	4000	8,00	320
- снегоочиститель	1	650	650	8,00	52
- ЭО-5124	2	1500	3000	8,00	240
- автобус	2	400	800	8,00	64
- насосы ЦНС-500/420	3	70	1470	8,00	118
Итого по вспом. обор- нию:			23178		2291
Итого с ЭКГ-10			756178		85613
Итого с ЭКГ-12			836178		89273
ВСЕГО с ЭКГ-10			3166356		352744
ВСЕГО с ЭКГ-12			3065356		341374

Смета по капитальным затратам на электромеханическое оборудование по общей сумме затрат составила 3166356 тыс.руб. с ЭКГ-10 и 3065356 тыс.руб. с ЭКГ-12

Капитальные затраты на строительство предприятия определяют укрупненным расчетом по направлениям затрат, представленных в таблице 4.4.

					ДП - 21.05.04.09-2018 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

Таблица 4 4 – Общие затраты на строительство

Наименование затрат	Сумма затрат, тыс. руб	Затраты на 1 т годовой добычи
Часть 1		
Горно-капитальные работы	266037	38.01
Промышленные здания и сооружения	284460	40.64
Электромеханическое оборудование	3200550	457.22
Транспорт и связь	5750	0.82
Инструменты и производственный инвентарь	1876	0.27
Благоустройство промышленной площадки	37510	5.36
Временные объекты на строительные работы	29659	4.24
Итого по первой части сметы:	3825842	546.55
Часть 2		
Содержание дирекции строящегося предприятия	2295.51	0.33

Общие затраты на строительство рассматриваемого предприятия с учетом непредвиденных расходов составили 4041544,37тыс. руб., из которых 3825842 тыс. руб. по первой части сметы и 6886,52тыс. руб. - по второй.

## 4.2 Организация управления производством и организация труда

### 4.2.1 Организация управления и производственная структура

Общее руководство работой предприятия осуществляется директором предприятия, путём использования общих методов организации работ.

Оперативно - техническое руководство и производственно-технический контроль осуществляется главным инженером карьера. Под его руководством разрабатывают производственно-технические планы и мероприятия по их выполнению. Главный инженер принимает решения по внедрению новой техники, развитию рационализаторства и изобретательства, а также осуществляет контроль за правильным ведением горных работ. Также он несёт полную ответственность за состоянием техники безопасности и охраны труда на предприятии. Для выполнения этих функции на карьере созданы звенья управления, находящиеся в непосредственном подчинении у главного инженера.

Главный механик и главный энергетик возглавляют энерго-механическую службу, организуют правильную эксплуатацию машин и

					ДП - 21.05.04.09-2018 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

механизмов, электрических подстанций и силовых линий, а также насосных и компрессорных установок карьера. Они руководят ремонтом оборудования и осуществляют контроль за состоянием техники.

Главный геолог и главный маркшейдер руководят геолого-маркшейдерской службой, которая осуществляет надзор за правильной эксплуатацией недр, ведёт учёт добычи руды и объёмов вскрыши.

Отдел труда и заработной платы занимается вопросами организации и нормирования труда и заработной платы.

Главный технолог руководит технологическим отделом и решает вопросы непосредственно связанные с технологией горных работ на карьере.

Вопросами безопасности работ занимается заместитель главного инженера по ТБ.

Организация буровых работ должна обеспечить максимальную производительность буровых станков и обеспечение подготовленными запасами.

Взрывные работы в карьере производятся только в светлое время суток, обычно после обеденного перерыва. На карьере применяется соответствующая система освещения и организационно-технические мероприятия.

Организационная схема управления карьера представлена на рисунке 4.1

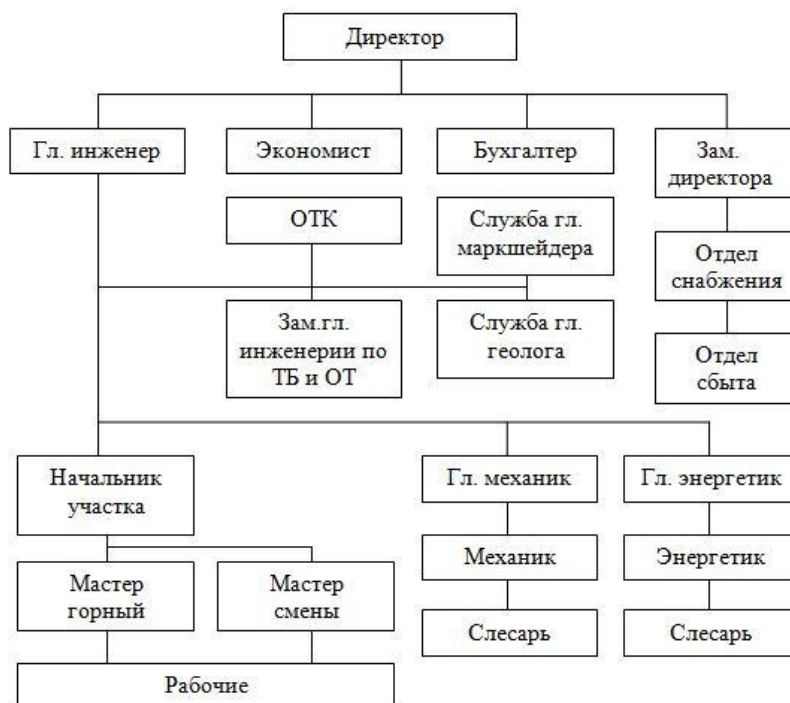


Рисунок 4.1 – Организационная схема управления карьера

В соответствии с принятой технологией добычных и вскрышных работ принимаем режим работы - непрерывная рабочая неделя с двумя сменами в сутки по 12 часов и 365 рабочих дней предприятия в году.

Необходимость круглосуточной работы обуславливается потребностью в материальном сырье для золотоизвлекающей фабрики.

Определяем коэффициент списочного состава.

$$K_{сп} = \frac{T_{ном}}{T_{эф}} = \frac{305}{202} = 1,50 \quad (4.1)$$

где  $T_{ном}$  – Номинальный фонд рабочего времени, дни;

$T_{эф}$  – Эффективный фонд рабочего времени, дни.

Таблица 4.5 – Баланс рабочего времени

Показатели	Значение
Календарный фонд времени, дн.	365
Отпуск, дн.	60
Номинальный фонд рабочего времени, дн.	305
Всего не выходов, дн. в т.ч.: государственные и общественные обязанности, дн.; неявки по	103
Эффективный фонд рабочего времени, дн.	202
Продолжительность рабочей смены, час.	12
Коэффициент списочного состава	1,50

#### 4.2.2 Организация труда

В соответствии с принятой технологией добычных и вскрышных работ на карьере принят следующий режим работы:

- круглогодичный с непрерывной рабочей неделей (365 рабочих дней в году), две смены в сутки продолжительностью 12 часов каждая.

Принимаемый режим работы карьера обосновывается следующими причинами: во-первых, исходя из социальных положений на вскрышном и добычном участках, организуют непрерывный режим работ; суточный режим непрерывен за счёт технологических особенностей ведения горных работ.

Расчеты заработной платы цехового персонала (руководителя и специалистов) сведены в таблицу 4.6

Таблица 4.6 – Штатное расписание и фонд заработной платы руководителей и специалистов

Наименование должности	Колво, чел.	Месячный оклад, тыс. руб.	Премия, тыс.руб.	Полный оклад, тыс.руб.	Сумма годового заработка, тыс. руб.
Начальник карьера	1	90	27	117	1404
Главный инженер карьера	1	74	22,2	96,2	1154,4
Главный энергетик карьера	1	68	20,4	88,4	1060,8
Главный механик карьера	1	68	20,4	88,4	1060,8
Мастер по ремонту экскаватора	1	31	9,3	40,3	483,6
Мастер по ремонту буровых станков	2	31	9,3	40,3	967,2
Начальник горного участка	1	43	12,9	55,9	670,8
Горный мастер	6	35	10,5	45,5	3276
Начальник БВР	1	43	12,9	55,9	70,8
Начальник строительства и	1	41	12,3	53,3	639,6
Мастер участка осушения	2	33	9,9	42,9	1029,6
Маркшейдер	4	31	9,3	40,3	1934,4
Геолог	3	31	9,3	40,3	1450,8
Гидрогеолог	0	0	0	0	0
Техник-геолог	1	28	8,4	36,4	436,8
Техник-гидрогеолог	1	27,6	8,28	35,88	430,56
Начальник геологов-	1	43	12,9	55,9	670,8
Геолог ГРП	2	31,2	9,36	40,56	973,44
Буровой мастер ГРП	1	34,6	10,38	44,98	539,76
Зав. складом ВМ	1	32,1	9,63	41,73	500,76
Итого:	38				22630.92

Затраты на дополнительную заработную плату принимают в размере 20,5% от основной заработной платы. Отчисления на социальное страхование во внебюджетные фонды ЕНС = 34%.

#### 4.3 Расчет себестоимости добычи полезного ископаемого

Калькуляция себестоимости 1т. полезного ископаемого определяется по всем процессам и является важной частью технико-экономического обоснования плана по себестоимости. Первоначально рассчитывается калькуляция себестоимости 1м вскрышных пород по процессам технологического цикла производства, затем себестоимость добычи.



### 4.3.1 Потребность во вспомогательных материалах

Потребность во вспомогательных материалах представим в таблице 4.7

Таблица 4.7 – Расчёт потребности во вспомогательных материалах

Наименование материалов	Год. объём производства, тыс. м <sup>3</sup>	Норма расхода	Цена за единицу, тыс.руб.	Сумма затрат, тыс.руб., на весь объём
<b>Вскрышные работы</b>				
1. Бурение	20300			
- долото шт./1000м <sup>3</sup>		0,029	22	12951
- штанга буровая шт./1000м <sup>3</sup>		0,01	50	10150
- кабель м/1000м <sup>3</sup>		0,015	3	914
- канат кг/1000м <sup>3</sup>		6,8	0,04	5522
- смазка кг/1000 м <sup>3</sup>		1,5	0,025	761
<b>Итого:</b>				<b>30298</b>
2. Взрывание	20300			
- ВВ т/1000 м <sup>3</sup>		0,64	19	246848
-СИНВ м/1000 м <sup>3</sup>		72	0,041	59926
-ЭД шт./1000 м <sup>3</sup>		0,032	0,0075	5
- Шашка ТГФ-850Э шт./1000 м <sup>3</sup>		3,2	0,02	1299
<b>Итого:</b>				<b>308078</b>
3. Эскавация	20300			
- зуб ковша шт./1000 м <sup>3</sup>		0,025	6,2	3147
- канат кг/1000 м <sup>3</sup>		7,2	0,04	5846
- кабель шт./1000 м <sup>3</sup>		0,02	3	1218
- смазка кг/1000 м <sup>3</sup>		1,53	0,025	776
<b>Итого:</b>				<b>10987</b>
4. Транспортировка	20300			
- шины "MICHELIN" шт./1000 м <sup>3</sup>		0,0048	300	29232
- диз. топливо т/1000 м <sup>3</sup>		0,135	10	27405
- смазка кг/1000 м <sup>3</sup>		1,53	0,025	776
<b>Итого:</b>				<b>57413</b>
5. Отвалообразование	20300			
- смазка кг/1000 м <sup>3</sup>		1,53	0,025	776
- диз. топливо т/1000 м <sup>3</sup>		0,055	10	11165
<b>Итого:</b>				<b>77941</b>
<b>Всего:</b>				<b>418718</b>
<b>Добычные работы</b>				
1. Бурение	2776			
- долото шт./1000 т		0,0783	22	1771
- штанга буровая шт./1000 т		0,027	50	1388
- кабель м/1000 т		0,0405	3	125
- канат кг/1000 т		18,36	0,04	755
- смазка кг/1000 т		4,05	0,025	104
<b>Итого:</b>				<b>4143</b>
2 Взрывание	2776			

Продолжение таблицы 4.7

					ДП - 21.05.04.09-2018 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

Наименование материалов		Год. объём производства, тыс. м <sup>3</sup>	Норма расхода	Цена за единицу, тыс.руб.	Сумма затрат, тыс.руб., на весь объём
- ВВ т/1000 т			1,89	20	38864
- СИНВ м/1000 т			194,4	0,041	8195
-эд шт./1000 т			0,0864	0,0075	1
- Шашка ТГФ-850Э шт./1000 т			14,04	0,02	289
<b>Итого:</b>					<b>47348</b>
3. Эскавация	2776				
- зуб ковша шт./1000 т			0,0675	6,2	430
- канат кг/1000 т			19,44	0,04	799
- кабель шт./1000 т			0,054	3	167
- смазка кг/1000 т			4,131	0,025	106
4. Транспортировка	2776				
-шины шт./1000 т "MICHELIN"			0,0297	300	9161
- диз. топливо т/1000 т			0,4104	10	4220
- смазка кг/1000 т			4,131	0,025	106
<b>Итого:</b>					<b>13487</b>
5. Складирование	2776				
- смазка кг/1000 т			4,131	0,025	106
- диз. топливо т/1000 т			0,1485	10	1527
<b>Итого:</b>					<b>7633</b>
<b>Всего:</b>					<b>68113</b>
Всего по карьру:					486831

Сумма затрат на вспомогательные материалы по добычным и вскрышным работам равна 486831 тыс. руб., из них на вскрышные приходится 418718 тыс. руб., а на добычу 68113 тыс. руб.

#### 4.3.2 Электроэнергия

По данной статье учитываются затраты всех видов энергии: сжатого воздуха, электроэнергии, пара и воды. Тарифы на электроэнергию зависят от района, в котором находится предприятие.

Затраты на электроэнергию рассчитываются следующим образом:

$$Q = \sum Z P p * a + W * b * h, \text{ руб.} \quad (4.2)$$

					ДП - 21.05.04.09-2018 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

где:  $\sum P_p$ - суммарная мощность электродвигателей и трансформаторов,  
 а-тариф за установленную мощность электродвигателей;  
 W- годовой расход электроэнергии всего оборудования;  
 b- тариф за потребляемую электроэнергию, руб.;  
 h-коэффициент, учитывающий изменения нагрузки;  
 n-количество оборудования.

Результаты расчетов представлены в таблице 4.8

### 4.3.3 Амортизация

Размер амортизационных отчислений определяется по видам оборудования:

$$З_a = \sum N_m * B_a * H_a / 100, \text{ руб.} \quad (4.3)$$

где:  $N_m$  - количество оборудования, ед;  
 $B_a$ - балансовая стоимость единицы оборудования, руб.;  
 $H_a$  - норма амортизационных отчислений, %.

Все данные по амортизационным отчислениям представлены в таблице 9.3

					ДП - 21.05.04.09-2018 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

Таблица 4.8 – Расчет потребляемой энергии

Потребитель и электроэнер- гии	Кол- во обор- -ния в рабо- те	Мощность, кВт		Коэф. исполь- -я обор- ия во времен и	Суточн ое режим- е время работы , час.	Расход эл.энергии и в год, кВт*ч	Тариф за		Плата за		Общие затраты, руб.	на 1т руды, руб	на 1м3 вскрыши, руб
		Едини- цы обор- ия	Всего				уста- н. мош- н-ть, руб.	потре- бн ую эл.энерг ию, руб.	установл. мощность, руб.	потребную эл.энергии, руб.			
Вскрышные работы													
СБШ-250- МНА	10	400	4 000	0.7	24	537 600	1.6	1,88	6 400	1 010688	1 017 088	-	0,050
ЭКГ-10	9	1250	11250	0.9	24	2 450 250	1,6	1.88	18 000	4 606 470	4 624 470	-	0,228
Итого			15250			2987850			24 400	5 617 158	5 641 558	-	0.278
Добычные работы													
СБШ-250- МНА	5	400	2000	0.7	24	268 800	1,6	1,88	3 200	505 344	508 544	0,073	-
ЭКГ-10	2	1250	2500	0.6	24	369 000	1.6	1.88	4 000	693 720	697 720	0.100	-
ЦНС- 500/420	3	600	1800	0.9	24	398 520	1.6	1.88	2 880	749 218	752 098	0.107	-
Итого:			6300			1036320			15 200	1948282	1958362	0.386	-
ВСЕГО:			21 550			4024170			34480	7565440	7599920		

#### 4.3.4 Расходы по эксплуатации и содержанию оборудования

В данную статью включают затраты по заработной плате (основной, дополнительной) и отчислениям на социальное страхование.

Таблица 4.9 – Сводная смета затрат по содержанию и эксплуатации оборудования

Статьи затрат	Сумма, тыс. руб	На 1м <sup>3</sup> вскрыши	На 1 т добычи
Эксплуатация оборудования (3% от стоимости)	83139	0,13	0,36
Основная и дополнительная зарплата	499707	0,79	2,14
Отчисление на соц. страхование	146238	0,23	0,63
Текущий ремонт оборудования (8% от стоимости)	221704	0,35	0,95
Прочие затраты (10% от 1 и 4 строк)	30484	0,05	0,13
Амортизация вспомогательного оборудования	2620	0,00	0,01
Итого:	981273	1,56	4,22

Данная смета по всем затратам 981273 тыс. руб.

#### 4.3.5 Цеховые расходы

Сумму затрат по данной статье определяют сметой по приведенной номенклатуре элементов. Расчеты представлены в таблице 9.10.

Таблица 4.10 – Смета цеховых расходов

Наименование элементов	Сумма, тыс. руб.	На 1 т добычи
1	2	3
Заработная плата цехового персонала	22631	3.23
Отчисления на социальное страхование	5884	0.84
Охрана труда и ТБ-2% от заработной платы рабочих и цехового персонала	570	0,08
Содержание зданий и сооружений	5689	0,81
Текущий ремонт зданий и сооружений	8534	1,22
Расходы по изобретению	2376	0.34
Прочие(10% от предыдущих расходов)	4568	0.65
Амортизация зданий и сооружений	5689	0.81
Амортизация водоотлива	168	0.02
Амортизация автотранспорта (КамАЗ)	420	0.06
Итого:	56530	8.08

Общие расходы по смете равны 56530 тыс. руб.

					ДП - 21.05.04.09-2018 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

Расчеты себестоимости по процессам горных работ, сводные себестоимости 1м<sup>3</sup> вскрыши и 1т полезного ископаемого, сведены в таблицах 4.11 и 4.12.

Таблица 4.11 – Сводная калькуляция себестоимости 1м<sup>3</sup> вскрышных пород

Процессы работ						
Статьи расходов	Бурение	Взрывание	Экска- вация	Транспортиров ание	Отвало- образование	Итого
1	2	3	4	5	6	7
1. Вспомогательные материалы на техно-	1.60	16,30	0,58	3,04	0.63	22,15
2. Энергия на технологические цели	0,05		0,23			0,28
3. Основная заработная плата производствен	1.14	0.54	2,19	8,84	0.68	13,40
4. Дополнительная заработная плата производственных рабочих	0,45	0,1 1	0,45	1,81	0,14	2,96
5. Отчисления на социальное страхование						5,25
6. Амортизация	1,80	-	1.93	10,21	0,70	14,65
7. Расходы на содержание и эксплуатацию обор-ния						1,56
8. Цеховые расходы	-	-	-	-	-	-
Карьерная себестоимость вскрыши	5,05	16,95	5,39	23,90	2,15	<b>60,25</b>

Себестоимость вскрыши по всем процессам составила 60,25 руб.

Таблица 4.12 – Сводная калькуляция себестоимости добычи 1 т руды, руб.

Статьи расходов	Процессы работ					Итого
	Бурение	Взрывание	Экскавация	Транспортирование	Складирование	
1	2	3	4	5	6	7
1. Вспомогательные материалы на техно-	0,55	6,32	0,20	1,80	0,22	9,09
2. Энергия на технологические цели	0,07		0,10	0,11		0,28
3. Основная заработная плата производствен	3,59	0,44	3,26	11,14	1,83	20,26
4. Дополнительная заработная плата производственных рабочих	0,74	0,09	0,67	2,28	0,38	4,15
5. Отчисления на социальное страхование						6,71
6. Амортизация	2,43	-	1,16	0,30	0,95	4,83
7. Расходы на содержание и эксплуатацию оборудования						4,22
8. Цеховые расходы	-	-	-	-	-	8,08
9. Погашение вскрышных работ						162,68
Карьерная себестоимость руды						220,29

$$C_{\text{п}} = C_{\text{в}} * K, = 60,25 * 2,7 = 162,7 \text{ руб.} \quad (4.4)$$

Себестоимость добычи с учетом погашения вскрышных работ составила 220.29руб.

Погашение вскрышных работ нашли как произведение себестоимости вскрыши на коэффициент вскрыши ( $K_{\text{в}} = 2,7$ )

Таблица 4.13 – Чистая ликвидационная стоимость объекта, тыс. руб

№ строк	Наименование	Здания	Машины, оборудование	Всего
1	Рыночная стоимость	273082	1077942	1351023
2	Затраты (первоначальная стоимость)	284460	4235300	4519760
3	Начислено амортизации за период Т	56892	3337015	3393907
4	Балансовая остаточная стоимость на Т-ом шаге	227568	898285	1125853
5	Затраты по ликвидации	10923	43118	54041
6	Доход от прироста стоимости			
7	Операционный доход (убытки)	34590	136539	171130
8	Налоги	8302	32769	41071
9	Чистая ликвидационная стоимость	264780	1045172	1309952

#### 4.4 Показатели эффективности инвестиционного проекта

Чистый дисконтированный доход (ЧДД) определяют как сумму текущих эффектов за весь расчетный период, приведенную к начальному шагу, или как превышение интегральных результатов над интегральными затратами.

Если в течении расчетного периода не происходит инфляционного изменения цен или расчет производят в базовых ценах, то величину ЧДД для постоянной нормы дисконта вычисляют по формуле:

$$\mathcal{E}_{\text{чмт}} = \text{ЧДД} = \sum_{t=0}^T (R_t - Z_t) * \frac{1}{(1 + E)^t} \quad (4.5)$$

где:  $R_t$  - результаты, достигаемые на t-ом шаге расчета;

$Z_t$  - затраты, осуществляемые на том же шаге;

T - горизонт расчета (равный номеру шага расчета)

$K_t$  - капиталовложения на t-ом шаге,

Если ЧДД инвестиционного проекта положителен, проект считают эффективным (при данной норме дисконта) и рассматривают вопрос о его принятии.

На практике часто используют модифицированную формулу для определения ЧДД. Для этого из состава  $Z_t$  исключают капитальные вложения и обозначают через:

					ДП - 21.05.04.09-2018 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		



$K$  - сумма дисконтированных капиталовложений.

$$K = \sum_{t=0}^T K_t * \frac{1}{(1+E)^t} \quad (4.6)$$

$$\text{ЧДД} = \sum_{t=0}^T (R_t - Z_t^+) * \frac{1}{(1+E)^t} - K \quad (4.7)$$

где:  $Z_t^+$  - затраты на  $t$ -ом шаге при условии, что в них не входят капиталовложения;

$R$  —  $Z_t^+$  - чистый приток от операционной деятельности на  $t$ -ом шаге.

Индекс доходности (ИД) представляет собой отношение суммы приведенных эффектов к величине приведенных капиталовложений:

$$\text{ИД} = \frac{1}{K} * \sum_{t=0}^T (R_t - Z_t^+) * \frac{1}{(1+E)^t} \quad (4.8)$$

Если  $\text{ИД} > 1$ , проект эффективен, если  $\text{ИД} < 1$  - не эффективен.

Срок окупаемости – это период, измеряемый в месяцах, кварталах или годах, начиная с которого первоначальные вложения и другие затраты, связанные с инвестиционным проектом, покрываются суммарными результатами его осуществления.

Положительное сальдо ЧДД дает срок окупаемости общих капитальных вложений.

Результаты расчета эффективности инвестиционного проекта представлены в таблице 4.15

Таблица 4.15 – Технико-экономические показатели

Наименование показателей	По аналогу	По проекту
Промышленные запасы месторождения, тыс. т	80000	80000
Годовая производительность карьера, тыс. т	5000	5000
Коэффициент вскрыши, м <sup>3</sup> /т	2,7	2,7
Себестоимость добычи руды, руб/т	249,09	220,09
Себестоимость вскрыши, руб/м <sup>3</sup>	67,10	60,25
Производительность труда рабочего, т/см	3388	3523
Списочный состав рабочих, чел	1328	1180
Средняя заработная плата рабочего за месяц, тыс. руб	34,2	34,89
Прибыль балансовая, млн. руб.	1393,7	1548,5
Рентабельность, %	34	37
Фондоотдача, руб/руб	0,68	0,76
Срок окупаемости		1

Балансовая прибыль:

$$Пб = (Ц - С) * А_p - НДС = (530 - 220,29) * 5000000 - 0 = 1548550000 \text{ руб.} \quad (4.9)$$

Рентабельность:

$$R = \frac{Пб}{\Phi_o + C_o} * 100 = \frac{1548550000}{3485310000 + (348531000 + 348531000)} * 100 = 37\% \quad (4.10)$$

Производительность труда рабочего:

$$П_t = А_p / Ч_{пп} = 5000000 / 1419 = 3523 \text{ т/чел.} \quad (4.11)$$

Фондоотдача:

$$K = \frac{А_p * Ц}{\Phi_o} = \frac{5000000 * 530}{3485310000} = 0,76 \text{ руб/руб.} \quad (4.12)$$

					ДП - 21.05.04.09-2018 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

## 5 Безопасность жизнедеятельности

### 5.1 Организация безопасности труда на открытых горных работах

Основными документами для ведения горных работ на руднике являются:

- утвержденный проект разработки;
- план развития горных работ;
- паспорт, технологическая карта, типовой проект по отдельным технологическим процессам (экскавация, отвалообразование, БВР и т. п.).

Горные работы по проведению траншей, разработке уступов, отсыпке отвалов должны вестись в соответствии с утвержденными руководителем разреза паспортами (технологическими картами), определяющими допустимые размеры рабочих площадок, берм, углов откоса, высоты уступов, расстояний от горного и транспортного оборудования до бровок уступов или отвалов.

Надзор и контроль за соблюдением требований правил техники безопасности осуществляется администрацией предприятия и участка работ.

Предусматривается осуществление ведомственного трехступенчатого контроля за состоянием охраны труда и техники безопасности.

Первая ступень - ежесменный контроль за состоянием охраны труда на рабочих местах в пределах горного участка. Контроль производится начальником участка, его заместителем, мастером, механиком, энергетиком, бригадиром, общественным инспектором и имеет целью выявление и устранение всех нарушений правил и инструкций по безопасному ведению работ. Результаты ежесменных проверок оформляются в книгах наряд-заданий участков или сдачи-приемки.

Вторая ступень контроля производится еженедельно комиссией по охране труда в установленный день (день техники безопасности). Работа комиссии производится по графику, утвержденному руководством пред-

					ДП - 21.05.04.09 - 2018 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Да-		

приятия. Результаты проверок рассматриваются на еженедельных заседаниях Совета по технике безопасности.

Третья ступень контроля осуществляется ежемесячно комиссией возглавляемой руководством предприятия. График проверки утверждается начальником предприятия, результаты проверок рассматриваются на заседаниях Совета по ТБ предприятия с заслушиванием руководителем подразделений.

Все рабочие проходят обучение и инструктаж по безопасным методам ведения работ, порядок и виды которых конкретизируются по предприятию специальными правилами.

Вновь поступающий на работу, а также рабочие при переводе на работу с одной профессии на другую должны пройти вводный инструктаж со сдачей экзаменов по определенной программе. Прохождение каждого инструктажа оформляется в специальных журналах. Инструктаж на рабочем месте проводится до начала работы со всеми вновь принятыми работниками, а также с переведенными с одной работы на другую. Инструктаж проводит начальник участка или его заместитель. Инструктаж сопровождается практическим показом правильных методов работы. До освоения правильных приемов работы, работник не может быть допущен к самостоятельной работе.

Проведение повторного инструктажа (квартального) осуществляется для рабочих независимо от их квалификации, стажа и опыта работы не реже одного раза в квартал по программе инструктажа на рабочем месте. Дополнительный инструктаж проводится при изменении технологического процесса или вида работ.

Кроме инструктажей по ТБ со всеми вновь поступающими работниками ведется обучение специальности с последующей сдачей экзаменов. Лица, знания которых признаны комиссией неудовлетворительными, проходят повторное обучение.

Рабочие, занятые на работах с повышенной опасностью, допускают-

					ДП - 21.05.04.09 - 2018 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Да-		

ся к самостоятельной работе только после специального обучения, сдачи экзаменов и получения удостоверения на право ведения этих работ и обслуживания механизмов.

К выполнению работ повышенной опасности допускаются лица, прошедшие специальный инструктаж перед началом работы. Производить эти работы разрешается только по нарядам.

По профессиям и видам работ на основе типовых правил разрабатываются и утверждаются установленном порядке инструкции по безопасности труда.

На все виды ремонтов горных, транспортных, строительно-дорожных машин, монтажных и демонтажных работ разрабатываются технологические карты.

Всех ИТР и рабочих периодически ознакамливают с проектами разработки участков, технологическими картами, паспортами и другой нормативной документацией.

## **5.2 Безопасность жизнедеятельности на предприятии**

### **5.2.1 Анализ опасных и вредных производственных факторов**

На руднике предусмотрено ведение буровзрывных, выемочно-погрузочных работ, транспортировка вскрыши и руды, отвалообразование.

При производстве данных производственных процессов повышается запыленность, загазованность рабочей зоны, увеличивается уровень шума, вибрации. Вредные и опасные факторы, которые могут привести к травмам или заболеванию рабочих на карьере, приведены в таблице 5.1.

					ДП - 21.05.04.09 - 2018 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Да-		

Таблица 5.1 – Вредные факторы производства руднике

Процесс	Рабочее место	Наимен. Фактора	Характеристика фактора	Интенсивность, мг/с	Ед.изм	Фактическое значение	Норматив
Бурение	СБШ-250	пыль	аэрозоль	500	мг/м <sup>3</sup>	5,8	3
Взрывание	Взрывной блок	газ	CO		мг/м <sup>3</sup>	15	20
			NO+NO <sub>2</sub>		мг/м <sup>3</sup>	4	5
Экскавация	ЭКГ-10	пыль	SiO <sub>2</sub>	500	мг/м <sup>3</sup>	2,8	3
Транспортировка	CAT-777D	пыль	SiO <sub>2</sub>	6000	мг/м <sup>3</sup>	1	3
		газ	CO	0,003	мг/м <sup>3</sup>	2	20
			NO+NO <sub>2</sub>	0,005	мг/м <sup>3</sup>	0,5	5
		общая вибрация			дБ	120	112
Отвалообразование	Д-375А	пыль	SiO <sub>2</sub>	100	мг/м <sup>3</sup>	2	3
	поверх. Отвала	пыль	SiO <sub>2</sub>	4200	мг/м <sup>3</sup>	2	3
		шум			дБА	80	70
		локальная вибрация			дБ	120	112

### 5.2.2 Мероприятия по борьбе с вредными и опасными факторами

При работе шарошечных буровых станков пылевыведение в атмосферу карьера снижено за счет применения специальных пылеулавливающих установок, использования мокрых способов пылеподавления (водой, пеной, воздушно-водяной смесью). Для повышения смачивающих свойств используются добавки поверхностно-активных веществ (ПАВ), снижающих поверхностное натяжение воды, улучшающих смачивающую способность и диспергирование.

В настоящее время разработана система конденсационного пылеподавления для станков шарошечного бурения. Эта система предусматривает насыщение выходящего из скважины пылевоздушного потока паром и последующую обработку дисперсированной водой, капли которой становятся центрами конденсации пара. Для усиления эффекта конденсации воду за-

ряжают электростатически разноименно.

Основные вредные примеси, выделяющиеся при производстве массовых взрывов – пыль и газы

Сокращение пылегазоподавления при массовых взрывах на руднике “Имени Матросова” возможно при применении следующих мероприятий:

- организационных (перенесение времени взрыва на период максимальной ветровой активности);
- инженерно-технических (орошение зоны выпадения пыли из пылегазового облака водой в расчете 10 л на 1 м<sup>2</sup> площади).

Отработанные газы двигателей представляют собой сложную многокомпонентную смесь. Анализ сложившейся ситуации на разрезе показывает, что использование “нетоксичных” (электрических, инерционных) двигателей экономически невозможно из-за трудного финансового положения. Наиболее приемлемые мероприятия:

- использование присадок к топливу, например, бариевая;
- использование нейтрализаторов.

При отвалообразовании образуются большие незакрепленные поверхности, которые при неблагоприятных условиях являются источником пылеобразования.

### 5.2.3 Меры безопасности при выемочно-погрузочных работах

Горные работы по проведению траншей, разработке уступов, отсыпке отвалов должны вестись в соответствии с утвержденными главным инженером предприятия паспортами, определяющими допустимые размеры рабочих площадок, берм, углов откоса, высоту уступа, расстояние от горного и транспортного оборудования до бровок уступа или отвала. Паспорта находятся на экскаваторах. Запрещается ведение горных работ без утвержденного паспорта, а также с отступлением от него.

При передвижении экскаватора по горизонтальному пути или на подъем ведущая ось его находится сзади, а при спусках с уклона впереди.

					ДП - 21.05.04.09 - 2018 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Да-		

Ковш опорожнен, и находится не выше одного метра от почвы, а стрела установлена по ходу экскаватора.

При движении экскаватора на подъем или при спусках предусматриваются меры, исключающие самопроизвольное скольжение.

Перегон экскаватора производится по сигналам помощника машиниста или специально назначенного лица, при этом обеспечивается постоянная видимость между ними.

Экскаваторы располагаются на уступе карьера или отвала на твердом выровненном основании с уклоном, не превышающим допустимые техническим паспортом экскаватора. Во всех случаях расстояние между бортом уступа, отвала или транспортными сосудами и контргрузом экскаватора не менее 1 метра.

При погрузке автомобильного транспорта машинист экскаватора подает сигналы, значение которых устанавливается администрацией карьера.

Передвижение автотранспортных средств начинается только по сигналу машиниста экскаватора.

Таблицу сигналов следует вывешивать на кузове экскаватора на видном месте, с ней знакомятся машинисты локомотивов и водители транспортных средств.

Запрещается проносить грузе́ный ковш над кабиной автомашины. Шофер при загрузке должен находиться на безопасном расстоянии, если кабина его машины не защищена.

Запрещается при работе экскаватора пребывание людей в зоне действия ковша. Применяющиеся на экскаваторах канаты соответствуют паспорту.

В случае угрозы обрушения или оползания уступа во время работы экскаватора или при обнаружении отказавших зарядов взрывчатых веществ, работа экскаватора прекращается, и экскаватор отведен в безопасное место.

					ДП - 21.05.04.09 - 2018 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Да-		



#### 5.2.4 Меры безопасности при взрывных работах

Взрывные работы на карьере ведутся методом скважинных зарядов по проектам, составленным на каждый взрыв. Организация и проведение взрывных работ производится по специальной типовой инструкции, утвержденной объединением, согласованно с управлением Госгорнадзора.

При производстве массового взрыва обязательно применение звуковых сигналов, которые хорошо слышны на границах опасной зоны. Звуковые сигналы подаются сиреной. Световые сигналы ракетами используются в качестве вспомогательных сигналов. Способы, время подачи, назначение сигналов доводятся до сведения всех рабочих и служащих карьера и смежных предприятий.

Безопасные расстояния для людей при производстве взрывных работ устанавливается проектом или паспортом и быть таким, чтобы исключить несчастные случаи. За безопасное расстояние принимается наибольшее из установленных по различным поражающим факторам. Минимально допустимый радиус опасной зоны при взрывании скважинных зарядов - 200 м.

В целях предотвращения несчастных случаев, на границах опасной зоны выставляются посты, обеспечивающие охрану, а все люди, не связанные с ведением взрывных работ, выводятся в безопасные места.

Для защиты зданий и сооружений от сейсмического воздействия при взрывных работах и работах с ВМ масса зарядов ВВ такая, чтоб при взрывании исключались повреждения, нарушающие их нормальное функционирование.

#### 5.2.5 Мероприятия по предупреждению поражения электротоком

ГОСТ 12.1.038-82(01). «ССБТ. Предельно допустимые значения напряжений прикосновения и токов».

Эксплуатация электроустановок на карьере производится в соответ-

					ДП - 21.05.04.09 - 2018 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Да-		

ствии с требованиями РД 05-334-99 «Нормы безопасности на электроустановках угольных разрезов и требования по их безопасной эксплуатации».

Внутрикарьерные сети согласно ПБ выполняются с изолированной нейтралью, что обеспечивает высокую электробезопасность, при обязательном контроле изоляции сети с автоматическим отключением при появлении опасных утечек тока на землю.

Для уменьшения опасности поражения людей электрическим током, изолированные проводники располагаются в недоступных для прикосновения местах или защищаются надежными ограждениями. Голые провода, шины и другие токоведущие части не допустимы даже в местах, редко посещаемых людьми.

Все горные машины и механизмы питаются напряжением 6 кВ от главной подстанции с изолированной нейтралью. Буровые станки – 380 В.

Все отходящие фидеры от подстанции оборудованы аппаратурой, обеспечивающей автоматическое отключение линий при однофазном замыкании на землю. Для защиты людей от поражения электротоком в электроустановках до 1000 В и выше применяют аппараты (реле утечки РУП, реле контроля УАКИ-220 В и УАКИ-320 В), автоматически отключающие сеть при опасных токах утечки. Общее время отключения не должно превышать 200 мс. Гибкий кабель, питающий передвижную машину, прокладывается так, чтобы исключить его возможные повреждения – примерзание, завала породой, наезда на него транспортных средств и механизмов. По обводненной площади кабель прокладывается на опорах. При подносе экскаваторного и бурового кабеля, находящегося под напряжением, обслуживающий персонал пользуется средствами защиты или специальными устройствами с изолированными рукоятками.

Расстояние от нижнего провода до поверхности земли, при максимальной величине провеса:

- а) территория карьера и породных отвалов – шесть метров;
- б) места, труднодоступные для людей и недоступные для подземного

					ДП - 21.05.04.09 - 2018 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Да-		

транспорта – пять метров;

в) откосы уступов – три метра.

Заземление стационарных и передвижных установок напряжением до 1000 В и выше выполняется общим (экскаваторы, бур. станки и др.)

Сопrotивление общего заземляющего устройства составляет не более 4 Ом.

### 5.2.6 Противопожарная профилактика

Согласно ГОСТу 12.1.033-81(01) «ССБТ. Пожарная безопасность. Термины и определения» по степени пожароопасности промышленные объекты относятся к категориям Б, В и Г. К категориям Б и В относятся склады ГСМ, склады с углём. Эти объекты располагаются вне промышленной площадки.

Склады ГСМ располагаются на специально отведённой территории, направление господствующих ветров в сторону, противоположную от населённого пункта. Экскаваторы и буровые станки относятся к категории Д.

Противопожарная безопасность обеспечивается специальными средствами:

- а) пенными огнетушителями ОП-5;
- б) порошковыми огнетушителями ОП Х;
- в) передвижными огнетушителями ОППС-100;
- г) пожарной автомашиной;
- д) необходимым пожарным инвентарем;
- е) песком.

Пожарная характеристика и обеспечение противопожарными средствами объектов приведена в таблице 5.2.

					ДП - 21.05.04.09 - 2018 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Да-		

**Таблица 5.2 – Пожарная характеристика и обеспечение противопожарными средствами объектов**

Наименование объекта	Категория пожаро-опасности	Степень огнестойкости	Средства пожаротушения	Количество
1.Котельная	Б	3	Пенообразователь Огнетушители	1 8
2.Автотранспортный цех	Г	2	Огнетушители Ящик песка Пожарный щит	4 2 2
3.Центральные ремонтно-механические мастерские	Г	2	Огнетушители Ящик песка Пожарный щит	4 1 1
4.Здание управления	Д	1	Огнетушители Ящик песка	2 1

### **5.2.7 Защита от вибраций**

ГОСТ 12.1.012-90(96) «ССБТ. Вибрационная безопасность».

Снижение вибраций в источнике ее возникновения достигается устранением резонансных колебаний, уменьшением величины возмущающей силы за счет рациональной конструкции режущего органа, обоснованного выбора режима эксплуатации, ограничения смещения зубьев ковшей за пределы расчетной траектории их движения, уравнивания вращающихся деталей, ослабления массива БВР и др.

Виброизоляция предназначена для снижения вибрации механического оборудования кабин и приборов управления, средств автоматического управления, отдельных узлов машины до допустимого уровня, а также для уменьшения динамических воздействий, передаваемых источниками вибрации на поддерживающие конструкции. Объектами виброизоляции могут быть ковши, привод ротора, дробильные установки, отражательные щиты в местах погрузки и перегрузки горной массы, роли-

ки конвейеров, установки Г-Д, светильники, вспомогательное оборудование (компрессоры, насосы, вентиляторы), кабины управления, кресла на рабочих местах, ручки приборов управления и др.

Виброизолируемый объект может непосредственно опираться на виброизоляторы (опорный вариант) либо подвешиваться на виброизоляторах (подвесной вариант).

Чтобы виброизоляторы обеспечили виброизолирующий эффект, необходимо, чтобы собственные частоты системы  $f_c$  были в  $2,5 \div 4$  и более раз ниже возбуждающей  $f_B$ .

Стальные пружины применяют для амортизации низкочастотной вибрации от 4 до 10 Гц, они малоэффективны при частотах звукового диапазона. Недостаток пружинной подвески - неустойчивость в поперечном направлении.

Амортизацию очень низких колебаний  $f_B < 3$  Гц можно осуществить с помощью металлической торсионной или пневматической подвески. Преимущество пневматической подвески - возможность автоматической регулировки в процессе эксплуатации, недостаток - сложность в эксплуатации.

Виброизоляторы с резиновыми элементами могут работать на сдвиг (собственная частота объекта амортизации, опирающегося на резиновый элемент,  $f_c = 5 \div 6$  Гц), кручение ( $f_c = 2-5-3$  Гц), растяжение ( $f_c = 3 \div 4$  Гц), сжатие ( $f_c = 10 \div 15$  Гц), т.е. они могут быть эффективны при  $f_B > 4 \div 4,5$  Гц. Достоинства резиновых виброизоляторов - простота конструкции и наличие демпфирующих свойств (логарифмический декремент  $0,25 \div 0,5$ ).

Вибропоглощение служит для снижения вибраций ограждений, кожухов и других элементов, изготовленных из металлических листовых материалов, в которых возникают колебания резонансного характера. С этой целью на вибрирующую поверхность наносят специальные материалы, обладающие большим внутренним трением (вибропог-

					ДП - 21.05.04.09 - 2018 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Да-		

лошающие мастики, резина, пластины) и рассеивающие энергию колебаний. Это позволяет резко снизить амплитуды распространяющихся изгибных колебаний, особенно в резонансных режимах. Обычно вибропоглощающие покрытия наносятся в местах максимальных амплитуд вибраций. Применением вибропоглощающих покрытий достигается также значительное снижение уровня производственного шума, особенно в области высоких частот.

### 5.2.8 Защита от шума

ГОСТ 12.1.003-83 (99) «ССБТ. Шум».

При модернизации механического оборудования шум можно снизить осуществлением следующих мероприятий:

- ликвидацией погрешностей зацепления зубчатых передач на 10дБ;
- заменой прямозубого зацепления косозубым - на 5 дБ;
- заменой одной стальной шестерни в паре капроновой - на 12 дБ;
- заменой подшипников качения подшипниками скольжения - на 15 дБ;

Снижение шума в редукторах достигается за счет исключения частот ударов зубьев передач с собственными частотами колебаний стенок редуктора и механической системы «привод - редуктор - исполнительный орган». В редукторах небольшой мощности шум можно снизить до 20 дБ заменой стального корпуса и крышки на пластмассовые (из волокнита, стекловолокнита).

Так как большинство источников шума (процессы разрушения горного массива, погрузки, транспортирования, пересыпки, дробления горной массы и др.) находятся в открытом пространстве. Уровни звука уменьшаются с увеличением расстояния от источника звука, частично поглощаются воздухом. При встрече звуковой волны с преградой часть ее энергии поглощается преградой, часть отражается, часть про-

					ДП - 21.05.04.09 - 2018 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Да-		

ходит через преграду.

Некоторые источники шума (кондиционеры, вентиляторы и т.п.) расположены непосредственно в кабинах управления. Их звуковые волны многократно отражаются от стен, потолка.

Защита от шума осуществляется с помощью средств звукоизоляции и звукопоглощения.

Защитное действие звукоизолирующей конструкции состоит в том, что часть звуковой мощности отражается от специальных ограждений (кожухи, укрытия, кабины и др.). Для изоляции применяют плотные материалы, хорошо отражающие звук. Звукоизолирующие конструкции могут быть съемными, разборными с открывающимися окнами и дверцами, проемами для ввода коммуникаций.

Звукопоглощение производится материалами, способными поглощать звуковую мощность. Звукопоглощающие материалы применяют не только для шумоизоляции источника шума (кожухи, ограждения и др.), но и внутри кабины управления для поглощения внутреннего шума.

Способность материалов и конструкций поглощать звук оценивается коэффициентом звукопоглощения, представляющим собой отношение поглощенной звуковой энергии материалов к звуковой энергии, падающей на него.

Звукопоглощающие материалы пожаробезопасны, обладают гигиеничностью, высоким коэффициентом звукопоглощения, не изменяющим свои свойства во времени.

### 5.3 Проветривание рудника

Рудник “Имени Матросова” относится к загрязненным, плохо проветриваемым карьерам. Ему характерны повышенная запыленность и загазованность. Основными источниками загрязнения карьера являются: экскаватор, буровые станки, взрывы, автотранспорт.

					ДП - 21.05.04.09 - 2018 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Да-		

Для борьбы с загрязненностью карьера необходима вентиляция, т.к. глубина карьера больше 200 м происходит ухудшение вентиляции карьера. Следовательно, необходимо применять дополнительные меры борьбы с пылью и газом. Одной из таких мер является искусственная вентиляция.

Искусственная вентиляция не единственное решение вопроса с воздействием на окружающую среду. Основным источником запыленности и загазованности является автотранспорт.

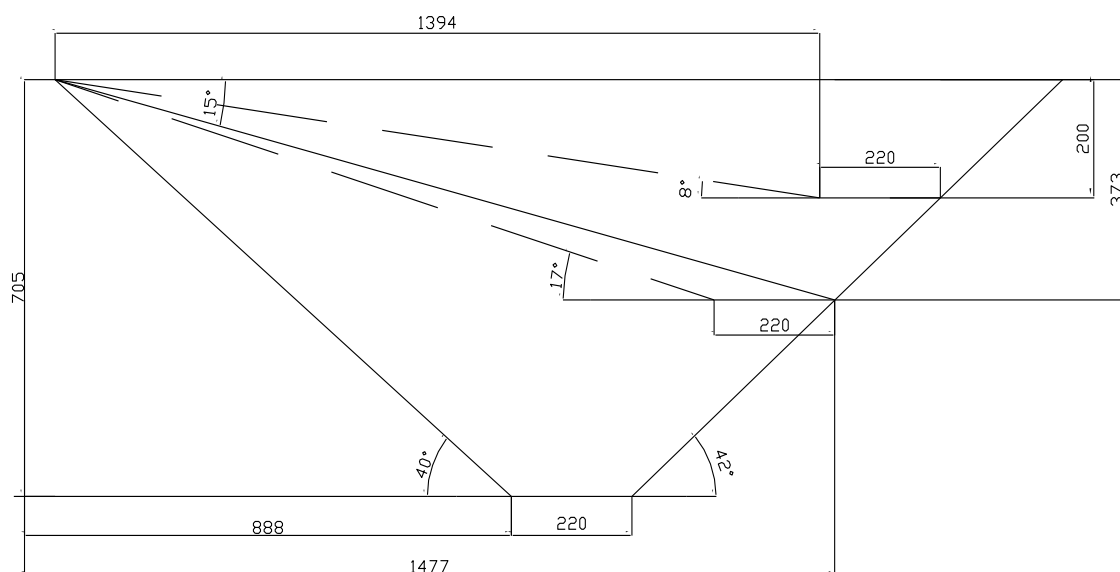


Рисунок 5.1 – Схема проветривания карьера

Количество воздуха, осуществляющее проветривание карьера  $Q_{oc}$ , определяется схемой проветривания:

- для рециркуляционной схемы проветривания

$$Q_{oc}^p = 0,077 \cdot x_c^p \cdot V_o \cdot L, \text{ м}^3/\text{с} \quad (5.1)$$

где:  $V_o$  – скорость ветрового потока на поверхности карьера, м/с;

$L$  – размер карьера на поверхности в направлении, перпендикулярном движению воздушного потока, м;

$x_c^p$  – проекция отрезка на горизонтальную ось, м.

$$Q_{oc}^p = 0,077 \cdot 1477 \cdot 3 \cdot 1840 = 627784 \text{ , м}^3/\text{с} \quad (5.2)$$



Количество воздуха, необходимое для разжижения пыли до санитарных норм определяется, исходя из суммарной интенсивности пылевых источников и предельно допустимой концентрации (ПДК) пыли:

$$Q_{\text{НЕОБ}}^{\text{П}} = \frac{\sum G_{\text{П}}}{q}, \text{ м}^3/\text{с} \quad (5.3)$$

где  $\sum G_{\text{П}}$  - суммарная интенсивность пылевых выделений, мг/с;

$q$  – ПДК пыли в воздухе, мг/м<sup>3</sup>.

$$Q_{\text{НЕОБ}}^{\text{П}} = \frac{498500}{3} = 166166, \text{ м}^3/\text{с} \quad (5.4)$$

$Q_{\text{ОС}}^{\text{Р}} > Q_{\text{НЕОБ}}^{\text{П}}$  из этого можно сделать вывод, что искусственная вентиляция приданной скорости ветра не понадобится. В период безветрия для искусственной вентиляции применяем водовоздушную установку АИ-21-КВ.

Таблица 5.3 – Характеристика водовоздушной установки АИ-21-КВ

Силовая установка	Турбовинтовой двигатель (ИЛ-18)
Тип создаваемой струи	Неизотермический
Начальный расход $Q_0$ , м <sup>3</sup> /с	640
Мощность, кВт	2940
Параметры активного участка струи	
- дальность $L_c$ , м	800
- расход в конце струи, м <sup>3</sup> /с	45000
Часовой расход топлива, кг	870

## 5.4 Охрана окружающей среды

### 5.4.1 Охрана атмосферного воздуха

Массовый взрыв в разрезе является мощным периодическим источником выброса в атмосферу большого количества пыли и газов. С увеличением удельного расхода ВВ в 2 раза удельное пылевых выделение возрастает

					ДП - 21.05.04.09 - 2018 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Да-		

в 6 раз, поэтому предусмотрены следующие мероприятия:

полностью исключить перерасход взрывчатого материала;

производить орошение подготовленных к взрыву участков уступов, эффективность подавления пыли в этом случае составляет  $60 \div 80$  %;

применение взрывчатых веществ с низким кислородным балансом, таких как игданит. При использовании взрывчатых веществ на основе аммиачной селитры ядовитых газов выделяется в  $1,5 \div 2,5$  раза меньше, чем при применении тротила;

Улавливание пыли при буровых работах обеспечивается подачей воды в скважину. Пыль, смоченная водой, удаляется из скважины с помощью воздуха, поданного под давлением компрессорной установкой. Влажная пыль не рассеивается, а скапливается у устья скважины, затем используется как забоечный материал.

Снижение пылеобразования при погрузочно-разгрузочных работах достигается за счет гидроорошения. Установка ТЭ-1м, смонтированная на крыше экскаватора, хорошо зарекомендовала себя на карьере.

Для предупреждения пылевыведения на автодорогах в карьере следует поливать их водой. Поливка водой производится в летний период, а в зимний период автодороги поливают отработанными маслами.

Для предотвращения сдувания пыли с рабочих площадок и откосов уступов карьера и отвалов следует их орошать  $0,01 \div 0,1$  % раствором полиакриламида.

На нерабочих площадках предотвращением пылеобразования является озеленение, для чего надо выполнять подготовительные работы по созданию удовлетворительных условий для произрастания растений.

					ДП - 21.05.04.09 - 2018 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Да-		

### 5.4.2 Рекультивация земель

Горными работами к концу отработки месторождения будут нарушены большие площади земли. С целью сохранения и улучшения продуктивности этих земель и приданию площади с нарушенной поверхностью свойств, характерных для окружающих комплексов, осуществляется рекультивация.

Выполнение работ по рекультивации земель осуществляется на основе комплексных планов землеустройства района и рабочих проектов по рекультивации. Рекультивация проходит в два этапа.

Горнотехническая рекультивация проводится по совмещенной схеме. В период горнотехнической рекультивации плодородный слой почвы снимается и транспортируется к месту временного складирования, а затем, после планировки нарушенных площадей, укладывается на них. Предварительно производится качественная оценка плодородного слоя. Горнотехническая рекультивация осуществляется с отставанием от основных отвальных работ на участке в 2-3 года.

После проведения горнотехнической рекультивации на землях, предусмотренных для сельскохозяйственного и лесохозяйственного использования, а также под водоемы, санитарные зоны и т.д., производится биологическая рекультивация.

Процесс биологической рекультивации заканчивается только тогда, когда почва приобретает все свои свойства и качества. Продолжительность этого периода 15-30 лет.

### 5.4.3 Охрана гидросферы

Рудничные воды образуются в результате попадания подземных и поверхностных природных вод в горные выработки, где они подвергаются загрязнению в процессе ведения различных работ по добыче полезных ис-

					ДП - 21.05.04.09 - 2018 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Да-		

копаемых.

Загрязнение в основном происходит, мелкодисперсными взвешенными частицами полезного ископаемого и вмещающих пород, а также происходит загрязнение рудничных вод нефтепродуктами из-за работы машин и механизмов.

При производстве строительно-монтажных и добычных работ разработана схема передачи шахтных вод рудника в очистные сооружения промрайона. Выдаваемая из рудника вода поступает на отстой в ОШВ рудника. Далее поступает в очистные сооружения шахтных вод промрайона и после очистки используется в замкнутом цикле обогатительного производства для технологических целей. Часть воды из ОШВ направляется без очистки на ПЗК рудника для производства закладочных смесей.

## **5.5 Безопасность жизнедеятельности в чрезвычайных ситуациях**

### **5.5.1 Общие положения**

1. План ликвидации аварий (ПЛА) разрабатывается на все объекты открытых горных работ: карьеры, эксплуатируемые в сложных горнотехнических условиях, а также карьеры, на которых ведутся взрывные работы, накопители жидких отходов, драги (земснаряды), аварии на которых сопряжены с реальной угрозой для жизни людей, сохранности производственных объектов, населенных пунктов или экологическими бедствиями.

В ПЛА следует учитывать возможные нарушения производственных процессов и режимы работы машин и оборудования, а также отключения электроэнергии, освещения, воды, пара, предупреждение и тушение пожаров.

Помимо перечисленных факторов, для карьеров следует учитывать вероятность затопления карьера, обрушения кусков горной массы с уступов и бортов карьеров.

					ДП - 21.05.04.09 - 2018 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Да-		

В ПЛА указывается система оповещения производственного персонала опасного производственного объекта об аварии.

2. ПЛА разрабатывается на каждый год с учетом фактического состояния объектов горных работ техническим руководителем карьера, согласовывается с командованием аварийно - спасательного формирования (ВГСЧ), утверждается техническим руководителем организации за 15 дней до начала следующего года.

3. Обучение специалистов порядку организации и проведения аварийно - спасательных работ проводит технический руководитель производственного объекта, а рабочих - руководитель соответствующего производственного подразделения. Обучение проводят не позднее чем за 10 дней до ввода ПЛА в действие с соответствующей регистрацией в актах ПЛА рабочих и специалистов под роспись. Допускается регистрация об ознакомлении в специальном журнале.

При изменениях фактического состояния объекта горных работ, в том числе при изменении схемы подпадающего под действие позиции ПЛА, изменения в план ликвидации аварий внесены в суточный срок. С каждым изменением, внесенным в ПЛА, дол ознакомливаются специалисты и рабочие под роспись перед допуском к работе.

Работники сторонних организаций и служб, привлекаемые к ликвидации аварий, независимо от их ведомственной принадлежности поступают в распоряжение ответственного руководителя работ по ликвидации аварии.

Ответственный руководитель работ по ликвидации аварии согласовывает действия привлеченных сил и средств сторонних организаций.

4. В план ликвидации аварий следует включать оперативную часть, составленную по специальной форме.

#### **5.5.2 Основные рекомендации по составлению оперативной части плана ликвидации аварий**

					ДП - 21.05.04.09 - 2018 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Да-		

Оперативной частью ПЛА охватываются все работы и основные виды возможных аварий на объектах открытых горных работ, угрожающие безопасности людей или окружающей среде.

При изменении в технологии или организации работ в ПЛА в течение суток вносятся соответствующие изменения.

ПЛА со всеми приложениями находится у диспетчера (оператора) опасного производственного объекта, у должностного лица, ответственного за состояние опасного производственного объекта, и у командира подразделения специализированного профессионального аварийно - спасательного формирования, обслуживающей объект. Электронная версия ПЛА на магнитных носителях передается в соответствующий территориальный орган Госгортехнадзора России. При этом технический руководитель организации, имеющей в своем составе опасный производственный объект, обеспечивает своевременное обновление информационной базы электронных версий ПЛА, переданных в территориальный орган Госгортехнадзора России.

Спасательные работы и ликвидация последствий аварии осуществляются по распоряжению ответственного руководителя работ по ликвидации аварии.

### **5.5.3 Основные мероприятия по спасению людей, застигнутых аварией на объектах открытых горных работ**

В оперативной части ПЛА аварии следует предусматривать:

- способы оповещения об аварии на всех производственных участках, пути выхода людей из аварийных мест, действия лиц горного надзора (специалистов), ответственных за вывод людей из опасной зоны, вызов подразделения специализированного профессионального аварийно - спаса-

					ДП - 21.05.04.09 - 2018 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Да-		

тельного формирования и маршруты его следования для спасения людей, локализации и ликвидации аварии;

- использование транспортных средств для быстрой эвакуации людей из опасной зоны и доставки горноспасательных формирований к месту аварии;

- назначение лиц, ответственных за выполнение отдельных мероприятий, расстановка постов охраны опасной зоны;

- методы и средства спасения людей в зависимости от вида аварии;

- необходимость и последовательность прекращения подачи электроэнергии на аварийный участок;

- список должностных лиц и организаций, подлежащих немедленно-му оповещению об аварии.

					ДП - 21.05.04.09 - 2018 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Да-		

## Заключение

Изучив фактически применяемую технологию введения работ на руднике имени Матросова, можно сделать вывод, что технология разработки соответствует современным требованиям и в модернизации не нуждается.

Для механизации процессов бурения выбраны буровые станки СБШ 250-МНА-32 для вскрышных пород в количестве 12 единиц и для добычных работ в количестве 3 единиц.

В специальной части дипломного проекта рассмотрены вопросы повышения эксплуатационной надежности буровых станков. Определены виды и количество ремонтов, составлен график планово-предупредительных ремонтов буровых станков. Выявлены основные типы износов деталей и узлов горных машин и приведены основные способы их восстановления.

Произведен расчет экономических показателей проводимых работ. Также определены основные технико-экономические показатели и проведено их сравнение с показателями аналогичного предприятия.

Рассмотрены общие правила безопасности и предложены соответствующие меры и способы для ее обеспечения.

					ДП - 21. 05. 04. 09 - 2018 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		



## СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННЫХ ИСТОЧНИКОВ

1. Материалы преддипломной практики, 2015г.
2. Ржевский В.В. Открытые горные работы: Ч1. М.: Недра, 1985. 549 с.
3. Ржевский В.В. Открытые горные работы: Ч2. М.: Недра, 1985. 549 с.
4. Справочник: Открытые горные работы / К.И. Трубецкой, М.Г. Потапов, Н.Н. Мельников [и др]. М.: Горное бюро, 1994. 590 с.
5. Демченко И.И. Выбор, обоснование и расчет буровых и выемочно-погрузочных работ, методические указания к курсовому, дипломному проектированию и практическим занятиям. Красноярск: ГАЦМиЗ, 1998. 39 с.
6. Демченко И.И., Буткин В.Д. Буровые машины, методические указания к курсовому проектированию и практическим занятиям. Красноярск: ГАЦМиЗ, 2000. 38 с.
7. Подерни Р. Ю. Горные машины и комплексы для открытых работ. М.: Недра, 1985. 540 с.
8. Гришко А.П., Шелоганов В.И. Стационарные машины и установки: учеб. пособие. М.: Горная книга, 2007. 320 с.
9. Программа Borland Delphi 7.0. Выбор оптимального и рационального экскаваторно-автомобильного комплекса для заданных условий карьера. Идея Ю.А. Плютова.
10. Охрана труда / К.З. Ушаков [и др.]. М.: Недра, 1986. 624 с.
14. Безопасность при взрывных работах: сб. док. М.: НТЦ «Промышленная безопасность Госгортехнадзора России», 2002. 248 с.
15. ПБ 03-498-02 Единые правила безопасности при разработке месторождений полезных ископаемых открытым способом. М.: НТЦ «Промышленная безопасность Госгортехнадзора России», 2003. 152 с.
16. Картавый Н.Г. Стационарные машины: учебник для вузов. М.: Недра, 1981. 327 с.

					ДП - 21. 05. 04. 09 - 2018 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

17. Заварыкин Б.С., Герасимов А.И. Электроснабжение карьера: учеб. пособие. Красноярск: [б. и.], 2006. 108 с.

18. РТМ 36.18.32.4-92 Указания по расчёту электрических нагрузок. М.: ВНИПИ ТяжПромЭлектроПроект, 1992. 40 с.

19. СНиП 23-05-96 Естественное и искусственное освещение. М.: Главтехнормирование Минстроя России, 1996. 55 с.

20. Горные машины и оборудование: методические указания к дипломному проектированию / под ред. А.В. Гилев. Красноярск: КИЦМ, 1993. 35 с.

21. Гилев А.В., Мишхожев Х.М. Ремонт машин и оборудования: Метод. указания по курсовому и дипломному проектированию. Красноярск: КИЦМ, 1990. 40с.

22. Надежность горных машин и оборудования: методические указания к практическим занятиям для студентов специальности 150402, 150404 / под ред. В.А. Карепов, В.Т. Чесноков. Красноярск: ГАЦМиЗ, 2006. 52 с.

23. Безопасность труда в промышленности: Справочник / Ткачук К.Н., Галушко П.Я., Сабарно Р.В. [и др.]. Киев: Техника, 1982. 231 с.

24. Машины для земляных работ / Под общ.ред. Д.П.Волкова. М.: Машиностроение, 1992. 448 с.

25.

					ДП - 21. 05. 04. 09 - 2018 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		